U N I V E R S I D A D N A C I O N A L D E

I N G E N I E R I A.

PROYECTO DE GRADO DE INGENIERO DE MINAS.

Tesis: EL TAJO ABIERTO EN UNA MINA DE FIERRO ENCAMPANADA.

Por: Carlos A. Rabines Cárdenas

Ex-alumno de la promoción de 1947

Octubre de 1961

LIMA * PERU

Sumario

CAPITULO I .- Generalidades.-
Introducción-Minería-Tecnología - Economía y mercados- La industria del hierro en el Perú-La mina de hierro de Acarí.

CAPITULO II .- Geomorfología .-
Ubicación imaginaria de la mina-Geología en general-Rocas igneas-Diques.El yacimiento:Magnetita,hematita,limonita.

CAPITULO III .- Exploración y desarrollo.-
Reconocimientos superficiales,trincheras,taladros d.d.-Reconocimientos subterraneos,cortadas y galerías.-Cálculo de las reservas por medio de las secciones transversales-Mineral probado,probable, y posible.

CAPITULO IV .- Magnitud de las operaciones:
Elección del sistema de explotación,del transporte y del acarreo en la futura entidad.

CAPITULO V .- Consideraciones generales sobre el personal,el equipo y su mantenimiento.-
Equipo minero , calidad ,cantidad.Palas mecánicas , su rendimiento.

CAPITULO VI .- Desarrollo general del plan de trabajo y de la explotación.-
Ingeniería - Ejecución del Tajo abierto(open pit)-Preparación mecánica del producto.Seguridad minera.

CAPITULO VII .- Aspecto económico.-Estimación del costo- Valor presente-Ventajas económicas de la explotación-Amortización-Recomendaciónes finales.

PLANOS E ILUSTRACIONES

Un plano general del proyecto del Tajo abierto.
Tres planos de los niveles 912,862, y 812.
Diecinueve secciones transversales.
Una sección longitudinal.
Una lámina "Esquema de la preparación mecánica" pg.49.

Fin -

Quedo especialmente reconocido al ingeniero de minas Fred Van Rogen a cuyo lado laboré y fuera quien me impartió y ofreció toda la información y experiencia que me ha servido para la conformación del presente trabajo.

C . A . R .

CAPITULO I

GENERALIDADES.-

Introducción .-

La minería metálica antes estaba circunscrita virtualmente en la región de la sierra , pero hoy ha expansionado notablemente su importancia a la región de la costa . Es justo reconocer que la costa tuvo también una preciosa producción y también hizo muchas fortunas pero en forma mas limitada que en la sierra. La variedad de nuestra producción minera si bien no ha gozado del auge firme que merecía , debido a la ausencia del desarrollo industrial simultáneo , por lo menos nos ha producido una balanceada compensación , en varias oportunidades , equilibrando los ingresos fiscales por las bajas en la cotización de una u otras sustancias . Esta conocida diversificación tenía que tocar , en su turno , las reservas ferríferas de los departamentos de Ica y de Arequipa que hoy en pleno proceso de explotación son un valioso aporte a la economía regional , de los hogares de cientos de hombres que allí trabajan , y a la de nuestra angustiada balanza de cambios .

Dentro de esta nueva tónica minero-industrial , corresponde a Marcona y Toquepala , de fierro la primera , y de cobre la segunda , ser las minas que han introducido el método del Tajo Abierto u Open Pit de los países de habla inglesa , en la minería de las sustancias que por su naturaleza se requiere la extracción de grandes volúmenes. En proporción a la técnica minera denomina-

das de gran escala , y muy grande escala,el proceso metalúrgico en las grandes plantas de beneficio ha hecho posible el conjunto de operaciomes básicas para ofrecer un producto mineralogicamente puro o casi puro . Frente a esta somera perspectiva minera tócame desarrollar , pero en una forma parcial ,mas simple y reducida la aplicación del Tajo Abierto en un filón excepcionalmente de alta concentración de mineral de fierro , y que no debe sufrir mas dilusión que la debida a las operaciones propias de la extracción.

Lógicamente no podría comprometer en este punto de vista a alguna mina conocida , y por esto me he valido de una ficción . No puedo desconocer que la fantasía está inspirada en la mina de Hierro Acarí S . A. donde tuve la oportunidad de laborar . Y , la mina " Los Candelabros " hipoteticamente puede ser aceptada para el caso , desde que la ubico en la zona ferrífera de Acarí.

Por lo tanto , la mina que me ocupa ,entre otros cuerpos mineralizados ,es un filón de fierro , no podría llamarse veta , pues el yacimiento es de origen magmático ; podría haber sido un manto parado , en fin , una estructura mas omenos plana y que profundiza . El Término " encampanada " deriva de un vocablo bastante conocido en nuestra práctica minera , y quiere decir si estoy en lo cierto , que el yacimiento o cuerpo mineral , está por encima del nivel de observación y como tal puede ser alcanzado por medio de labores horizontales , como socavones desde la su -

-perficie ; en tanto que el término contrario " sin encampane " exigiría piques, o inclinados , etc. dicho de otra manera que el yacimiento está por debajo del nivel de observación y como tal el rajo sería finalmente un foso .

Los Candelabros es una mina de fierro , con una gran pro - porción de magnetita bastante limpia , y masiva , quizas su alto magnetismo polarizó originalmente las partículas agrupándolas mas y mas dentro de la fluida masa intrusiva de diorita orientándola y consolidándola cual una inmensa barra imanada , en una direc - ción aproximada al Norte magnético de aquellas épocas geológicas.

La aridez característica da la costa peruana , con su con- traste en la zona de inversión climática , no hace excepción en estos parajes , pues por debajo de los 800 metros de altitud se aprecian " las lomas " , y por encima del estrato de nubes que lindan con las estribaciones de estos cerros la sequedad es pe - renne y solo posibilita la vida a una especie de cactus , el es- pinoso y erguido " candelabri cacti " , del cual deriva el nom- bre apócrifo de la mina .

Con la anuencia de los Honorables Miembros del Jurado ....

Minería .-

El fierro e s uno de los metales mas ampliamente difundidos en el globo , casi no hay roca que no, lo contenga en siquiera una mínima parte . Por su origen los yacimientos son de varios tipos , y del mismo modo los minerales ferríferos serán unos mas preciados que otros . Sim embargo no todo yacimiento puede ser economicamente explotable , esto depende :

I - Porcentaje insufieciente , si fuese separable .

II- Estando en cantidad apreciable , sea dificil y costosa su separación de la roca o ganga , y ,

III-Siendo su cantidad aprovechable ,,los elementos que la acompañan lo vuelvan dificil de utilizar .

La minería del fierro arranca de épocas tan remotas que se pierde en las páginas de la historia . Pero si tenemos que referirnos a la edad del hierro , señaleremos el año 800 a. de C.como su origen . En sus comienzos los pasos en la comquista de la metalurgia fueron penosos y lentos . Dando un gran salto , nos ubicaremos en la Era Industrial , 200 años atras de la fecha , con la aplicación de la antracita y luego después con el coque en los altos hornos , elementos que a su vez alentaron el descubrimiento de los grandes depósitos del Lago Superior en Norte América y otros de no menor importancia en Europa , la erección de centros industriales como el de Pennsyvania . La minería del hierro requería cada vez movilizar mayores volúmenes y por lo lo tanto transportes cada vez mejor equipados con menor costo

por unidad de carga . Asi es como hoy en dia abordamos en la práctica moderna , la explotación a Tajo abierto que se aplica extensiva en los yacimientos de carbón , cobre , arcilla y materiales de construcción . También con menor frecuencia en depósitos de plomo y zinc . Utah Copper , Copper Flat , New Cornelia , Morenci , Chino , Chuquicamata , y Toquepala tipifican las grandes explotaciones de este género . Hay mas de 250 minas de fierro que producen la mena que la industria absorve para la satisfacción de las necesidades modernas , todas en trabajo a Tajo abierto . Es muy significativo , que en Tajo abierto la principal limitación que pesa actualmente de una manera decisiva es el método de acarreo de la mina o rajo a la planta . No tanto así en el transporte de la planta a la fundición o embarcadero.

En las primeras minas de fierro a Tajo abierto desarrolladas en Michigan y Minnesota (E. U. de N. A.) elmétodo de carguío para la extracción del mineral consistió en vehículos tirados por caballos y de carretillas operadas por fuerza humana. Para los lugares mas profundos se improvisó una grúa que hacía de esa suerte bajar un balde a diferentes partes del pozo .Sin embargo el material esteril de recubrimiento que hubo que extraer cada vez , decidió en retroceso , adoptar los métodos subterráneos.

Poco después los hermanos Merrit abrieron la mina de Mesa-

-bi Range en 1892 donde usaron pequeñas locomotoras llamadas Dinkies que pesaban de 6 a 18 toneladas sobre rieles , con 90 cm. de entre líneas , halando un convoy de carros volquetes con cajón de madera de 8 a 10 yardas cúbicas de capacidad ,dedicados especialmente a la eliminación del desmonte . Enm los lugares en que la gradiente era muy fuerte se duplicó y triplicó las locomotoras a fin de sacar a los carros del rajo . Estos primitivos carros no tenían frenos y eran volteados a pulso . Luego se introdujo las palas a vapor montadas sobre rieles , y carros proporcionalmente de mayor capacidad de carga con lo cual durante el mismo siglo 19 , se inauguró una nueva época que hizo posible la explotación económica de muchas propiedades.

Los intentos de usar camiones volquetes no fueron repeti - dos ampliamente en las operaciones del Tajo abierto . Y no fueron reconocidos para estos severos trabajos hasta el año 1937 en que se introdujeron las unidades de 15 toneladas de capacidad vislumbrándose así otras perspectivas económicas de explotación.

Las fajas transportadoras vinieron a usarse en Iron Range a mediados del año 1930 . Las minas se fueron profundizando y las reservas en profundidad garantizaban entonces una inversión fija en equipo , con este imperativo vinieron medios mas populares para la extracción sin necesidad de hacer grandes gastos en despejes que demndan los transportes sobre emrielados . El primer skip para izar mineral de una profundidad confinada , fue instalado en Agnew Mine en 1919 , permitiendo la extracción del

mineral , con un mínimo de remoción de desmontes .

El desarrollo del camión , de la faja transportadora y del skip al tiempo que los modernos métodos de perforación , hicieron que el trabajo a Tajo abierto fuera mas favorable que los subterráneos . Entonces muchos depósitos previamente clasificados como operables por métodos subterráneos fueron reclasificados como de " Tajo abierto " .

Antes se consideraba antieconómica la extracción cuando la proporción en volúmen de esteriles a mineral era de 1 a 1 , y se acudía indefectiblemente al método subterráneo en reeplazo . Hoy dia con el equipo que se podee en Tajo abierto la proporción es comunmente de 3 a 1 y ocasionalmente mayor que 7 a 1 en peso , dependiendo por lo tanto del valor del mineral .

Los cambios operados en Mesabi Range , cuyo nombre y tradición tienen que ser glosados indiscutiblemente cuamdo se hace la historia de la evolución de la minería del hierro , nos conduce al presente ante los tres métodos de acarreo siguiente que deben ser contemplados antes de hacer una selección para un determinado proyecto : a , transporte en línea ferrea b , en camiones y c, el método combinado de estos . Entendiéndose este último como una combinación del riel y el camión y/o el izaje con skips y faja transportadora .

Otro método usado en aquellos dias fue el llamado " milling " el cual se adoptó en vista del caracter blando de la

mena de Mesabi pero no se usó intensivamente . Con este método el desmonte fue"circado" del mineral en la misma mina . Se profundizó un pique perforándolo en la roca adyacente hasta el f fondo del yacimiento . Luego se corrieron las galerías hacia el cuerpo del yacimiento y desde cada nivel bien desarrollado se hicieron chímeneas al nivel inmediato superior "chutes" o echaderos y caminos . Así preparada la mina se daba el comienzo perforando y volando el mineral de la superfcie y echándolo luego por los echaderos , ya sea a pulso o por medios mecánicos . En el subsuelo los carros cargaban el mineral llevándolos hasta el pique desde donde eran izados a la superficie para su embarque .

Tecnología .-

La metalurgia de los diferentes minerales de fierro mas comunes , por su composición mineralógica así como por sus impurezas , han ido fijando los límites o tolerancias de los venenos que conllevan . Estos límites sirven de pauta para todo proyecto en fierro .

La fundición del mineral de fierro tiene dos objetivos : la reducción del mineral a metal , y la eliminación de sus impurezas . El hierro crudo está combinado con el oxígeno y se requiere un agente de reducción que se una al oxígeno y libere al hierro . El coque y el carbón que se utiliza sirve para producir el calor y para reducir el mineral de hierro metálico .Las impurezas mas abundantes del hierro son la sílice y la alúmina.

Si se añade un fundente adecuado se combinan con estos para formar una escoria cristalina que flota en la masa del hierro fundido, por su menor densidad .

El oxígeno , el asufre y el fósforo son tres elementos que constituyen los peores enemigos del acero y como tal es necesario eliminarlos del hierro hasta ciertos límites para que pueda dar acero . La presencia aislada nomás , de cada uno de estos , es suficiente para comunicar al acero defectos que lo hacen quebradizo . El oxígeno y el asufre se eliminan facilmente mediante el manganeso . El fósforo es eliminado mediante el contacto directo de la maza fundida con una roca rica en manganeso como las dolomías. El contenido del carbón se elimina oxidando la masa de hierro fundido , pero el aire oxida parte del hierro por lo que hay que agregar un desoxidante como un paso preliminar en toda fabricación de acero . Con este fin se emplean unos 6 1/2 kilos de manganeso por tonelada de acero fabricado y por esta razón la industria actual del acero depende por completodel manganeso para conseguir un metal limpio y puro .

Los tres procesos fundamentales de la fabricación del acero son: 1 fundición de la carga , 2 purificación del metal , y 3 ajuste de la composición .

Economia y mercados .-

Los Estados Unidos de N. A. se bastaban así mismos con su

producción , y esta varía entre el 25 y el 40 por ciento de la producción total del mundo en tiempos de paz . Sin embargo este país importa mineral en tiempos normales .

Japón es defieciente en mineral de hierro , su producción se completa con las importaciones de China , los Estados Malayos y la Islas Filipinas . Ninguna de sus fuentes inmediatas constituyen yacimientos importantes , muy por el contrario , estos yacimientos no pueden ser trabajados economicamente , sino subvencionados por el gobierno.

Estos paises constituyen los dos mas grandes productores , excepción hecha de Rusia y países dentro de su esfera política, que de alguna manera tendrían que ser compradores de minerales que se produscan , dado que se espera que en los años venideros la demanda de minerales importados por los Estados Unidos continúe su curva ascendente en razón de una mayor demanda por mirales de alta ley ,por cambios en la metalurgia que ya se están operando en algunas fundiciones .

Definitivamente los precios varían de acuerdo al contenido metálico de hierro y de la manera como cada mineral se libera de las impurezas deletereas . Pero la calidad normal para la que se fija el precio básico varía de año en año para cada fundición , y puede diferir para los distintos centros productores de acero . Las innovaciones han determinado cada vez el abaratamiento del acero hasta que hoy dia , en la práctica moderna , los mejores aceros que se obtienen son hechos en hornos eléctri-

cos a causa de la facilidad con que se puede regular la temperatura y las reacciones que se producen . La mayoría de los hornos en la Unión necesitan un mineral que contiene aproximadamente un 50% de hierro , pero en Alabama es posible emplear un mineral con 35% de hierro mucho del cual contiene sílice y cal en proporción tal que requiere poco o ningún fundente . En otro lugar de la Unión una afortunada yuxtaposición de carbón , hierro fundente , mano de obra y transportes económicos han determinado que sean grandes competidores en igualdad de condiciones con los productores de otra región . En una zona completamente industrializada , se determinó la ubicación de la fundición , el simple hecho de las facilidades para el transporte barato del mineral del extranjero y del carbón nacional .

Las tres clases comerciales de minerales de hierro se clasifican del siguiente modo.

Old range bessemer	$ 11.70	
Mesabi bessemer	11.60	P < 0.05%
Mesabi non bessemer	11.45	P > 0.05%

La industria del hierro en el Perú .-

Actualmente una industria siderúrgica con los procesos modernos tenemos en plena marcha en el puertomde Chimbote . La proximidad a la poderosa Central Hidroeléctrica del Cañón del Pato determinó la aplicación de los hornos eléctricos , defraudando por este hecho a la débil industria carbonífera que se había establecido , cual sarcasmo , en ese mismo valle.

De este modo , de importadores que eramos de los productos del fierro laminado y en varillas para usos industriales, nos autoabastecemos. Queda todavía mucho camino que recorrer para sentenciar si , aparejado con el desarrollo pleno en todas las actividades económicas a que aspiran todos los pueblos del país , le toca a Chimbote ubicarse en la vanguardia del progreso . Esto sin embargo está muy lejos de significar un mercado para toda la producción minera de hierro de que somos capaces de producir , por lo tanto un gran volumen de nuestra producción y reservas tendrán que encaminarse a los mercados de ultramar.

La mina de hierro de Acarí.-

Hierro Acarí S. A. constituye un activo centro minero ,esta situado en la provincia de Čaravelí ,distrito de Acarí. El acceso se verifica por medio de la carretera Panamericana Sur, pasando el pueblo de Nazca se alcanza ennuna hora en automovil el paso a nivel que permite el cruce de los transportes de mineral al puerto de San Juan , esta es la carretera que se sigue hasta la misma mina pasnado por el campamento , unos 5 Km antes.

Hierro Acarí es una empresa promovida por hombres de empresa peruanos , pero hoy se le trabaja amalgamada con un consorcio de capitalistas extranjeros . Las operaciones comerciales terminan en el Puerto de San Juan y el precio del mineral no está sujeto mientras tanto , a las variaciones de su cotización en el mercado internacional , sino a las condiciones suscritas por am-

bas partes . Esto es una semblanza de la mina en que elaboré los conocimientos básicos para la estructuración del presente proyecto de una mina hipotética.

Las reservas metálicas de Hierro Acarí aún no han sido bien calculadas ni desarrolladas , y es posible que otros cuerpos ademas de los filones 1 y 1A , se trabajen posteriormente . La veta, o filón 1 se le trabaja conn tajo abierto y es la homóloga de la veta 3 de los Candelabros que es la materia de este proyecto ,pero la 1-A ,debido a su menor dimensión se le trabaja con un método subterráneo ,denominado Sub-level. Las dos yacimientos que son casi paralelos ,tienen una alta proporción de magnetita y están significativamente orientados de Sur a Norte .

CAPITULO II

GEOMORFOLOGIA.-

Ubicación imaginaria de la mina ,-

Como ha quedado ya establecido ,la mina Los Candelabros pertenece politicamente al departamento de Arequipa ,provincia de Caravelí , distrito de Acarí.El area señalada para la ejecución del hipotético proyecto que me ocupa es imaginaria , la topografía y las coordenadas geográficas han sido ajustadas con un pequeño esfuerzo de fantasía ,recuerdos , y tanteos de escritorio.

De lo que si puedo estar seguro es que está muy cerca de la mina Hierro Acarí . La mina los Candelabros corresponde a un denuncio original de 1000 hectáreas de terrenos mineralizados con variadas cantidades de fierro de las especies comerciales mas comunes . Los afloramientos están caracterizados por una coloración brunacea debido a las limonitas superficiales y con notables soluciones de continuidad donde evidentemente no hay mineral yacente. La " mancha " o afloramiento mas grande corresponde a la mal llamada veta Nö 3 , y que por ser la mas rica y continua le dedico el e estudio en sus aspectos mas importantes.

Por el presente la mina Los Candelabros es solamente la veta NO 3 . El yacimiento está relacionado con un sistema de coordenadas topográficas tal que su base de apoyo Base E , o sea 5945 . 127 E y 8270.395 N corresponde a las coordenadas geográficas Long. 74 25´ W y Lat 15 22´ 40"S . Altura barométrica 645.000 .

Geología en general.-

Debido a la ausencia de vegetación y a la agreste forma del terreno , se puede apreciar a la simple vista muchas peculiari - dades morfológicas . Las laderas y la misma cuchilla donde se ubica el depósito principal en estudio , denominado veta 3 , carecen de los recubrimientos aluviales estando el suelo formado por pedruzcos y polvo seco de arcilla , con algunas piedras grandes, por este motivo no es dificil el estudio general de las estructuras geológicas . Sensiblemente por falta de un buen plano de toda el area de la concesión no se puede disponer de un plano geológico satisfactorio que se hubiera obtenido con muy poco esfuerzo por parte de un geólogo contratado para dicho fin .

La base de la región costera , la uqe actualmente está cubbierta en gran parte por el desierto consiste en un sustrato de una textura cristalina muy antigua , y esta formación rocosa se la puede apreciar en la playa, así por ejemplo cerca de la bahía de Lomas . En este lugar también se puede apreciar una reciente capa de marga sedimentada perteneciente al cretaceo de la edad terciaria y la cual en la proximidad de la mina es reemplazada por roca cristalina del mesozoico .

La serie magmática constituye la zona mineralizada .

L
La roca adyacente reconocida como diorita en su mayor parte, en menor proporción es andesita y también parcialmente piroxenita . La roca primaria es pues eruptiva del tipo de la granodiori-

ta . Sin embargo en los cerros mas elevados del oriente , sobre los 2000 metros de elevación se encuentran series volcánicas del terciario y del antiguo período cuaternario , basaltos y otros con lavas con capas intermedias de tufos volcánicos.

La granodiorita de color claro y algo graneada . Observadas las láminas al microscopio revelan los siguientes ingredientes, plagioclasas en menor grado , ortoclasa como constituyente del feldespato , el cuarzo y también la augita .

Sumario de las observaciones obtenidas del estudio petrológico de las láminas :

a)-"Roca ignea , es de color claro y de grano grueso no se ha encontrado trazas de metamorfismo . El mas importante mineral por su mayor expansión cuantitativa en la masa , es una plagioclasa ácida de textura granulada , la que posteriormente se estableció que era una andesita (40% de albita) ; el otro mineral que le sigue en importancia es una augita idiomórfica . Pequeños granos de magnetita , apatita , y clorita con cuarzo se han formado por un proceso secundario !"

b)-"Diques , los diques se han formado de la misma diorita (plagioclasa). Algunas muestras de diques densos son de color obscuro cuyas láminas parecen ser mucho mas básicas , pero después se ha determinado que son de la misma acidez que los diques claros . Probablemente el color obscuro ha derivado de la gran cantidad de clorita y de epídota . Tenemos en la concesión , y especialmente cruzando la mineralón en muchas direcciones gran cantidad de diques , los cuales han cambiado secundariamente en roca suave , y por zonas con aspecto clástico como si fuera un material de brecha , motivo por el cual se le ha considerado en un principio como fallas . Es sobre estas líneas de fractura , que puede haberse suscitado desplazamientos como se puede apreciar por los espejos de falla que se perciben en estos diques descompuestos debido especialmente al ascenso de las soluciones hipógenas . Paralelamente a esta clase de diques claros , se puede diferenciar otros diques de rocas básicas de granos gruesos consistentes principal-

-mente de cristales de augita prismáticos , hallándose en estos geodas de apatita . Secundariamnete se encuentran en estos diques abundantes cristales de calcita y algunos cristales de cuarzo ".

"Conclusión .- Los diques son un producto de segregación avanzada . Fueron originados por una continuada diferenciación de lamprófiros que pueden ser llamados piroxenitas . En las vecindades de la veta , la diorita y el mineral se intermezclan a un grado tal que la proporción de magnetita disminuye en la medida que se aleja del cuerpo de la veta . Por esta razón no se puede hablar tan seriamente de "vetas", porque esta acepción hace entender que hubo primero una fisura rellenada posteriormente con soluciones mineralizantes hasta alterar o reemplazar las paredes de la roca dando lugar a la salbanda o panizo de las cajas"

Los depositos o estructuras mineralizadas que se manifiestan en los diferentes afloramientos están ubicados indistintamente dentro de la masa diorítica de esta sección costera , adoptando formas que la denudación ha dejado como vestigios de la oxidación superficial de los minerales primarios . Dentro de la concesión se han determinado mas de 7 afloramientos en los cuales se han hecho de alguna forma trabajos de muestreo superficiales por medio de tricheras , y en otros además perforaciones de diamond drills connel fin de tener alguna estimación preliminar . Todos estos d epósitos han ido correlativamente tomando su numeración, correspondiendo el 3 al depósito mas importante y que es el que me ocupa . Algunas masas lenticulares han sido eliminadas por su baja concentración debido a que la erosión actuó mas enérgicamente en unos sectores que en otros.

El cuadro que sigue es una sintesis ilustrativa de los 7 cuerpos

-mineralizados examinados hasta la fecha.

Afloramientos	Dimensiones	Trincheras	Minerales
1 - Veta	350 x 7(aprox)	3 con 25 m.	Limonitas-brown ores
2 - Irregular	4000 m2(área)	2 con 15 m	idem
3 - Veta	1200 x 20	13 con 183 m	Magnetita
4 - Irregular	90 x 35	2 con 70 m	Hem + Magn.
5 - Veta irregular	80 x 10	4 con 50 m.	Hem + roca
6 - Veta	60 x 5	6 con 48	Hem + roca
7 - Veta	125 x 7	4 con 30 m	Magn + roca.

Magnetita.-

Una característica típica del yacimiento es la proporción de magnetita sobre las otras especies mas comunes. Por esta razón conviene recordar algunos aspectos sobre la mineralogía para diferenciarlo de las otras. Pertenece la magnetita al grupo cuya fórmula general es Fe_3O_4 , se le llama también axido salínico y que en realidad no es mas que la combinación de un óxido férrico con otro ferroso tal como se aprecia en la ecuación:

$$Fe_3O_4 = FeO + Fe_2O_3$$

Fórmula que aunque no es de precisión absoluta corresponde a la realidad y basta para el estudio presente . El peso específico de esta especie oscila entre 5.5 y 6.5 y su dureza también de 5.5 a 6.5 . Puede presentarse llevando combinados otros minerales como cromo y titanio los que en una alta proporción vuelven inutil por lo menos por ahora , esta especie para la industria y esto se

debe a las relaciones singenéticas de la especie con rocas básicas igneas . Por su asociación en general se puede decir que este mineral se encuentra siempre en rocas igneas altamente metamorfoseadas ya básicas, o ácidas en cuyo caso como es este del mineral que me ocupa , se presenta limpio y su separación de la roca resulta relativamente fácil dando un producto bueno.

Hematita.-

Le sigue a la magnetita por su proporción , la hematita , esta es una especie mineral cuya ocurrencia no puede significar un volumen apreciable para que sea contemplado como problema en la preparación mecánica . Para la selección por tamaños se le puehacer pasar por la molienda y cribas del esquema desarrollado para la magnetita , mientras que la selección puede hacerse a mano mientras el producto está circulando por las fajas transportadoras . La fórmula química de la hematita Fe2 O3 , se diferencia además de la magnetita en no tener el elemento ferroso ; y de la limonita en ser completamente anhidro . Por su asociación con la magnetita en este yacimiento y por los estudios amplios sobre el origen de esta especie ,la hematita , aquí , se originó del magma (diorita),pero esto no es su origen exclusivo , sino que las aguas disolventes han ocasionado un proceso de martitización . Luego , el tercer grupo de minerales , por su inportancia :

Limonitas.-

Practicamente su existencia puede considerársele nula pero se le encuentra en algunos sectores muy aisladamente , en especial en las areas superficiales . Comprende este grupo una serie de especies que concuerdan en su fórmula química pero que se diferencian solo en la proporción de agua combinada . Del grupo hematita se diferencia en que es completamente anhidro , y la limonita es mas o menos hidratado . El cuadro de Eckel que coloca en primer término la hematita , no por incluirla sino por compararla simplemente , es el siguiente .

Nombre del mineral	Fórmula química	Oxido de fierro	Agua
Hematita	2 Fe2 03	100.0%	0.00%
Turgita	- " - H2 0	94.7	5.3
Goethita	- " - 2H2 0	89.9	10.1
Limonita	- " - 3H2 0	85.5	14.5
Xantosiderita	- " - 4H20	81.6	18.4
Limonita	- " - 6H2 0	74.7	25.3

El nombre de "limonitas" distingue a todas estas especies , que en U . S . A . toman la denominación de brown ores .Pero en un estudio serio debe llamarse "limonita" al grupo que responde a la fórmula 2Fe2 03 . 3H2 0 . En el yacimiento su presencia es muy eventual pero se le puede hacer responsable de la coloración brunacea de los cerros en que siquiera hay pequeñas concentraciones de mineral de fierro.

CAPITULO III

EXPLORACION Y DESARROLLO.-

Reconocimiento superficial .-

La veta 3 se extiende en un largo aproximado de 1200 m., comprendiendo las elevaciones desde los 620 metros hasta los 1030 metros sobre el nivel del mar , donde practicamente su valor comercial se diluye . Sobre el afloramiento así presentado se han cavado 16 trincheras transversales al rumbo . Estando la veta 3 orientada con rumbo entre 10 a 13 grados N W , el ascenso se realiza a pie sin mayor dificultad comenzando por el extremo sur , el pie de la cuchilla donde se aloja el filón ferrífero . Las labores de cateo se han realizado con solo las tricheras ,excavándolas cada 100 metros de distancia horizontal .Cuando los cuerpos han sido mas pequeños , a cada 50 metros o menos .La profundidad de las trincheras varían desde 1 metro hasta los 3 ,hasta dar con la roca o mineral fresco .

De la relación de las trincheras y sus resultados ,tenemos las que corresponden a la veta 3 , en la siguiente forma yendo del Sur al Norte.

Trincheras #	Largos en mineral.	Mineralización
12	5	limonitas
13	16	Limonitas y magnetita

14	17	magnet.+ 10% hematita
15	18	magnet.
16	20	magnet.
17	29	magnet. + 5% hematita
18	19	magnet.
19	14	magnet.
20	8	magnet + hemat. 2%
21	16	magnet. + limonita
22	10	magnet. pobre
23	25	magnet. pobre
24	15	magnet.+ hemat.
25	7	magnettita

El metraje total corrido en trincheras incluyendo las partes estériles fue de 312 metros. El metraje sobre mineral de buena ley (sobre 60 % de Fe) fue de 163 metros .

Complementariamente a estos reconocimientos se proyectaron una serie de perforaciones diamond drills (d.d.) que justificaron mas tarde las labores subterráneas.Con el mismo criterio se descartó el proyecto de labores subterráneas en los otros cuerpos mineralizados .Los siguiente son un record de algunos diamond drills :

dd 7 -elevación 753 m -Rumbo N 70 W - Inclinación -75 .Longitud 65 m. Lado oeste de la trinch. 13 ; 16m esteril +22.5 mineral + 26.5 esteril.

dd 8 -elev. 791 -Rumbo N 35 W -Inclinación -35 . Long. 120 m :89 m estéril , 31 mineral , y 10 estéril

dd 9 y dd 10 dirigidos casi verticalmente. Ligeramente inclinados al oeste, con 87 y 95 m sobre mineral de pura magnet.

dd 11 dirgido para estocar la veta 3, con 50m de magnetita, inclinado 30. Rumbo SE.

Un análisis practicado en una muestra procedente de un testigo , considerada comoo el promedio aproximado de las otras dio el siguiente resultado:

Fe_3O_4	55.11%	65.15 de Fe
Fe_2O_3	36.15	
MnO	0.05	
SiO_2	4.35	
CaO	1.17	
MgO	1.10	
Al_2O_3	0.30	
TiO_2	0.10	
P_2O_5	0.20	
SO_2	0.042	
CO_2	0.72	
H_2O comb.	0.80	
Alcalinos	negativo	
F	negativo	
As	negativo	
Cu y Pb	Trazas en el análisis espectrográfico.	

Reconocimientos subterráneos.- Nivel 912 -Cortada.

Proyectado para cortar el yacimiento con un encampane de 25 metros en la cortada o sea a los 31 metros de corrida , se siguieron después dos cruceros opuestos el 965 N y el 965 S , el primero con 96.5 m de largo y el segundo con 38.7 m ambos completamente en mineral.

Un promedio aritmético de 15 muestras emsayadas,procedentes de la cancha , dio el siguiente resultado:

Fe 62.38 % y P 0.027

Ademas se han perforado los siguientes dd.

Situación	Diamond drill	Dirección	Mineral en metros	Inclinación
N 9610	dd 16 E	N-E	17.70	0
N 9610	dd 16 W	E-W	13.40	0
N 9670	dd 19 E	W-E	6.80	0
N 9670	ddd19 W	E-W	11.10	0
N 9730	dd 17 E	W-E	11.80	0
N 9730	dd 17 W	E-W	8.70	0
N97 40	dd 18 E	N30 E	16.0	0
N 9740	dd 18 N	S-N	164.00	0

Un promedio simple de estos sondajes dio los siguientes resultados · Fe = 63.50% , Si 02 = 7.85 % S = 0.01 .

Nivel 862 - Galería sobre veta.

Proyectado y comenzado 50 m debajo del anterior.Todo el nivel sobre veta, con un desarrollo total de 480.5 m .Se han seguido algunos cruceros con el fin de delimitar las trazas del cuerpo mineralizado , así tenemos los cruceros 952 W y 952 E y mas adentro el 968 W y 968 E . En el plano correspondiente a este nivel se pueden apreciar los diamnd drills perforados. De un promedio de 35 muestras obtenidas en la galería principal se ha tenido el siguiente resultado .

Largo del canal en metros,sobre el techo = 1.85 (prom. arit.)

Contenido promedio de Fe 58.70 .

Nivel 812 - Galería sobre veta.-

Es la galería mas baja ,dirigida con el mismo propósito de las anteriores, la traza de el cuerpo mineralizado ha quedado delimitada con la ayuda de cruceros y perforaciones de diamond drills con este fin tenemos los cruceros 943 W y 943 E , 948 W y 948 E.

Un promedio de las muestras de los 275 metros de corrida y 51 de cruceros ha dado el siguiente resultado:

Largo promedio de canal en el techo = 1.78

Contenido promedio de Fe = 61.48 %

Contenido promedio de P = 0.032 %

En este nivel se presentan franjas de roca y mineral mezclados muy descompuestas que dan hasta 3.90 % de Fe.

Cálculo de las reservas por medio de las secciones transversales

Sobre el plano a curvas de nivel del Proyecto de Tajo a - bierto se han trazado 19 secciones transversales a la dirección media de la veta 3 . Estas secciones pueden ser identificadas en el terreno por medio de postes colocados y numerados según el lugar que le corresponde sobre su proyección. Por comodidad se ha adoptado, dicho número, indicado en decenas del eje de abscisas mas próximo. Como la distancia oblícua del eje de la veta entre el eje 922 al 998 (9220 N al 9980 N) es de 777.096 metros , medidos sobre el horizonte (760 / cos12) , las 19 secciones serán replanteadas exactamente a 777.096 / 19 = 40.9 metros siguiendo el rumbo N 12 W y en este orden quedarán marcadas las secciones 922 , 926 , 930 , 934 , 938 , 942 , 946 , 950 , 954 , 958 , 962, 966 , 970 , 974 , 978 , 982, 986 , 990 , 994.

Una sección vertical longitudinal según la dirección N 12 W permitirá apreciar el perfil de los bancos y el de su magnitud en relación al volúmen de mineral de cada banco . Las secciones verticales están trazadas de modo tal que la inclinación de los bancos tendrán por límite una línea con 54 grados , esto depende de la dureza de la roca . El nivel inferior será deducido por tanteos cuidando que la razón de peso del desmonte total al mineral no pase la cifra convencional de 3.2 a 1 .

Las operaciones para el cálculo de las reservas se han ajus-

tado a un promedio de dos métodos de cálculo para cada block entre dos secciones transversales sucesivas . Estos son:

1-Superfcie media de dos secciones sucesivas x 40.9 , el resultado de este método debió ser algo alto.

2-Empleando la fórmula:

$$S1 + S2 + \sqrt{S1.S2} \times 40.9$$

el resultado de este método fue algo bajo, por lo tanto se utilizó el promedio de los dos . El cuadro que sigue muestra el procedimiento(pag.28).

Las reservas de mineral calculado sería:

$31941 \times 40.9 \times 4.5 = 5.88 \times 10^6$ toneladas.

De este tonelaje total estimado se deducirá un 20 % como medida de previsión por las diluciones , o leyes bajas que hubieran dentro del yacimiento . Lo que daría por fin

$$5.88 \times 10^6 \times 0.8 = 4.7 \times 10^6$$

Pero si hacemos una discu sión de estas reservas sobre los da - tos obtenidos en los diferente trabajos investigatorios , tales como trincheras , galerías sobre vetas , y sondas de diamond drill tendremos que conceder que el yacimiento puede ser explotado hasta cierto límite con algún grado de seguridad ,luego siguiendo significará que el riesgo irá aumentando.Un factor importante en la recuperación del mineral cubicado dependerá directamente del método de explotación elegido . Sin embargo las secciones transversales están adelantadas en el proyecto de explota- a Tajo abierto . Si tenemos que aceptar una estimación prelimi-

SECCIONES	AREA MINER. EN m2	AREA MEDIA EN m2	AREA MEDIA s/Form. EN m2	AREA MEDIA PROMEDIO	AREA DESMONTE
922	150				196
		408	398	403	
926	666				1021
		734	730	732	
930	808				2412
		908	904	906	
934	1014				2106
		1258	1238	1248	
938	1502				6594
		1278	1262	1270	
942	1054				8648
		1617	1599	1608	
946	2180				9295
		1936	1920	1928	
950	1692				8881
		2238	2222	2230	
954	2784				9916
		3495	3465	3480	
958	4206				9701
		4086	4054	4070	
962	3966				9377
		3152	3128	3140	
966	2338				10917
		2413	2397	2405	
970	2488				11682
		2305	2285	2295	
974	2122				11274
		2056	2040	2048	
978	1990				12302
		1808	1792	1800	
982	1626				13710
		1347	1325	1336	
986	1068				12268
		768	748	758	
990	468				6896
		287	281	284	
994	106			31941	147196

-nar de reservas con algún grado de riesgo , esta deberá ser expresada en los términos convencionales de la evaluación :Mineral probado , mineral probable ,y mineral posible.

Mineral Probado	3.65×10^6 toneladas
Mineral Probable	1.17×10^6 - " -
Mineral Posible	1.06×10^6 - " -
Total	5.88×10^6 toneladas.

Mineral probado.-

La continuidad de los afloramientos así como la homogenidad de las facies que se pueden apreciar en todas las caras frescas de mineral cortado , como galerías y cruceros en los niveles 913 862 y 812 nos permitan garantizar que la cifra señalada como mineral probado es conservadora . La explotación deberá , como tal, tener por meta la extracción de todo este volumen ,cuidando de no sacrificar los planes inferiores del mineral probable que deberá alcanzarse con el mismo programa de trabajo . El mineral probado constituye el 62 % de la masa total cubicada pero eventualmente esta cifra podrá ser aumentada con muy poco trabajo subterráneo adicional , prolongando las galerías ,a fin de llegar a un planeamiento mas efectivo y económico.

Mineral probable .-En esta cifra de 1.17×10^6 se ha incluído la zona comprendida inmediatamente por debajo del nivel 812,hasta una profundidad de 25 metros, también las extensiones mas al norte de las galerías de los tres niveles.Esta suma posiblemente se estrechará con un aumento de la cifra de los minerales probados , debido a las características abruptas de sus finales en el Norte como en el extremo Sur ,esta cifra no aumentaría en la pro-

porción que aumentaría el " probado".Ademas del plan del nivel 812 el resto del mineral probable se ha deducido de los sondajes con el diamond drill.

Mineral posible .- En esta clase se ha incluído en un exceso de seguridad una faja inmediata por debajo del mineral probado.Los sondajes verifican las cifras calculadas y sus datos podrían en cierto grado hacernos mas optimistas.De una manera general y segura se puede afirmar que hay una zona de 20 metros rodeando las areas de las dos zonas anteriores que pueden ser consideradas de una potencia posiblemente de valor comercial.Hay evidencias no verificadas , de la existencia de mazas erráticas como lentes que pueden ser hallados durante la extracción de los desmontes,y que pueden ser contabilizados pero no han sido incluídos.

Si del total cubicado cubicado 5.88×10^6 debemos despreciar el 20 % , esto nos daría un total de 4.7×10^6 . Es esta una cifra bastante conservadora y segura para apoyarse en un estudio de un pequeño depósito para trabajarse con Tajo abierto .

CAPITULO IV

MAGNITUD DE LAS OPERACIONES.-

Elección del sistema de explotación.-

Una explotación de fierro dedicada exclusivamente a la exportación , requiere una inversión en función de los servicios , y del equipo para un volúmen mínimo de 3 mil toneladas de extracción diaras. En general en fierro la producción tiene que ser maciva para compensar el valor unitario bajo de este metal . Por s supuesto que una extracción grande depende sin tomar en cuenta el tamaño del yacimiento que debe se r muy grande , de un equipo de maquinaria bien seleccionado yn de una ingeniería puntual y bien dirigida . Una extracción sobre las 10 mil toneladas diarias puede considerarse como una " muy grande e scala " Y consecuentemente podemos calificar a nuestro caso , de solamente "gran escala."

La distancia media de la Planta de chancado a la mina no podría , en todo caso ser mayor de 10 kilómetros . Los terrenos superficiales baldíos,sin valor en el supuesto que los hundimientos perjudiquen la topografía ,o bien que los escombros no invadan areas abandonadas.

Por el volumen calculado en las reservas se justifica una inversión bastante clara y segura ,y como tal impone una discusión sobre la ventaja del Tajo abierto contra otros métodos conocidos.

Caving.-Este nombre distingue al laboreo subterráneo, sin sostenimiento de la roca circundante , provocando el derrumbe progresivo de los recubrimientos superficiales o sobrecarga de los tajos superiores.Este método permite una gran extracción por turno pero sus partidarios tienen un argumento en contra :la roca circundante está bastante fracturada y el mineral es bastante duro para romper in situ . No hay una capa de recubrimiento fuerte y tenaz que que permita un retrocezo paulatino sin ensuciar el mineral que se está extrayendo . Las variantes de este método, como el caving slacing resultaría antieconómico por el elevado costo que asumiría la madera . Sin embargo el sub-level podría ser practicado, el relleno de los vacíos se producirían entonces por los derrumbes, pero tal vez de un modo incontrolado afectando la recuperación del mineral tajeado.

Tajo abierto .-En cambio el método sugerido de Tajo abierto u Open pit ofrece mayor seguridad, y si se cuida en conseguir una gran recuperación sin sobrepasar la proporción económica de peso de desmonte a mineral de 3.2 a 1 se habrá conseguido la mejor elección del método de explotación. Esta posibilidad ha quedado suficientemente demostrada por el cálculo de las reservas en el capítulo anterior . Además en el Tajo abierto se consigue una selección del mineral, superior a todo otro procedimiento , por la ventaja del trabajo en superficie y por la mayor flexibilidad del carguío . En el caso particular que me ocupa la producción comenzaría practicamente con las operaciones iniciales de prepa-

-ración o despeje (stripping) . Por lo tanto al planearse la explotación del mineral debe considerarse en primer lugar, los servicios para una producción normal de unas 5 mil toneladas diarias.

Transporte al Puerto.- Una decisión muy importante al planear la explotación es la elección del sistema de transporte que se debe utilizar desde la planta de chancado al embarcadero.Dada la inminente gravitación de la mina, sobre la bahía de Lomas,de la cual siguiendo la margen derecha solo habrían unos 45 kilómetros al lado del rio Lomas, la estimación del transporte se hará siguiendo esta ruta. Levantada la planta sobre una elevación de 650 metros sobre el nivel del mar ,se insinúa la instalación de un ferrocarril minero pero su elevado costo junto con el de las obras conexas sería una injustificada inversión para un servicio relativamente corto en el tiempo , de 4 a 5 años . Tanto mas sino hay posibilidades de transferirlo al servicio público . El caracter temporal de las actividades haría recaer por esto en el transporte automotriz . Marcona Mining y Hierro Acarí utilizan para el transporte del mineral al puerto, camiones trylers de 65 toneladas sobre una carretera de concreto.

Esbozado en conjunto los sistemas mas ventajosos de las operaciones así como la de su magnitud, se dispondrá de unos 10 a 12 meses para los trabajos preliminares de puerto, carretera y planta de chancado.

Acarreo .- En las páginas 6 y 7 se ha hecho una presentación de

los elementos de acarreo de que hoy se dispone para haceruna selección apropiada en cada caso de mina que debe ser trabajada en Tajo abierto.

Nuestra entrada en materia para seleccionar el método de carguío será entonces:

1-Discutir los tipos de carguío cotizables para el caso en estudio, sea riel, camión, o la combinación de uno de estos con el skip o faja transportadora.

2-Establecer los factores que debemos considerar en la determinación del mejor método.

3-Ilustrar con un ejemplo típico, la forma como los varios factores nos inclinanan a elegir un método particular.

Al pensar en un equipo sobre rieles tenemos que considerar que en las operaciones a Tajo abierto se requieren curvas mas agudas en las trochas que en las normales de transporte simple. No se podrán usar locomotoras de seis ruedas. Es interesante anotar que en las vias regulares no se puede usar eficasmente la locomotora de patio debido a su baja relación de peso bruto a caballaje y cotal no es apropiado para el arranque y tracción de carros pesados en gradiente de Tajo abierto.Aún cuando las locomotoras modernas acusan una gran eficiencia, se recomienda que no deben ser operadas en gradientes superiores al 3% salvo en pequeños trechos y en condiciones extremadamente especiales.

El carguío en camiones permiten alto grado de adaptabilidad

en la mina, los camiones pueden ser movidos a donde sea, dentro o fuera de la mina ya sea en desmonte o mineral según se le requiera.Los camiones pueden operar en areas estrecha y alargadas.

Haciendo una comparación del 8% de gradiente limitante en el carguío, con la gradiente restrictiva del 3 % para las locomotoras veremos pronto que la longitud que las locomotoras deben recorrer es de casi tres veces mayor que la del camion para salir de la mina. En contraposición de esa mayor distancia, la experiencia indica que el tren ferreo con tolvas alos lados transportarán mineral, o desmonte a un costo menor que los camiones mineros mas efcientes.

Los diversos costos de operación muestran que, el promedio de distancia de carguío del Diesel eléctrico es actualmente 7 Km en contra de los 1.3 km para los camiones.El promedio de carguío en elevación es de 80 metros para las locomotoras, contra 44 de los camiones.Al margen de estas diferencias, los costos de carguío para las locomotoras es aproximadamente un 8% menos que el de los camiones.

Cuando se piensa en el método de carguío combinado, las fajas y el skip pueden mover materiales a un costo mas bajo y ademas en gradientes relativamente altas, transfiriéndolas a los b bolsillos tolvas de los ferrocarriles, o volcándolas en pilas de almacenamiento.La gradiente en las fajas está limitada el 29 % dependiendo del material que se transporte. La ubicación definitiva

de la estructura de las fajas, debe ser bien palneada desde un comienzo debido a que cualquier transformación, o cambio de lugar que se desee en el futuro resultaría bastante oneroso. Las fajas transportadoras pueden ser bien utilizadas cuando la estación de transferencia de los camiones puede permanecer en una sola posición, siquiera por períodos relativamente largos de tiempo.

En nuestro caso concreto de el yacimiento de la mina de los Candelabros, la planta chancadora está al pie de la cota mas baja de la mina en proyecto y como tal no hay contrapendiente que justifique ni skip ni faja transportadora. Cada nivel tendrá su salida propia a la carretera del carguío con muy poco costo, sin esforzar a las máquinas. En lo que respecta a l acarreo del mineral se puede trazar una carretera de transporte en promedio no mayor que 4.5 km para los bancos mas altos o sean los mas apartados con la gradiente máxima permisible de 8.5% . La distancia media, diggamos del centro de gravedad de la mina a la Planta será de 2 km como máximo, que es la distancia económica del camión. En lo que respecta a la eliminación del desmonte las distancias disminuyen mucho mas debido a la favorable situación de dos quebradas que delimitan al cerro Los Candelabros . Según una estimación previa y autorizada la mina tiene muchas analogías con su vecina Hierro Acarí, y comotal muchos de sus problemas tendrán soluciones idénticas o parecidas.

Como conclusión, de todos los factores en estudio, que determinan la selección del método de acarreo se puede decir que,

es el factor costo el determinante. En estos últimos años se han echado mano a todos los métodos y sus posibles combinaciones para dar fin a cuanto yacimiento se ha puesto al alcance económico de su explotación.

Una ilustración, sea que tenemos un yacimiento grande pero relativamente delgado y angosto en el fondo. El hecho de sus dimensiones implicaría que para un acarreo en rieles será necesario sacar grandes volúmenes de desmonte de manera de proveer bancos seguros para sus vias lo que puede traducirse de inmediato como un serio inconveniente. Sin embargo los estudios indican qúe para los grandes tonelajes de mineral y de desmonte con un acarreo hasta de 6.5 km a las areas de volcadura, el acarreo en rieles es el método mas económico. De acuerdo a las especificaciones económicas en los Estados Unidos de N. A., la proporción de desmonte a mineral en peso, para cada método fué:

Riel	Camión	Camión-skip
3.6	3.3	3.2

Siendo favorable la aplicación del acarreo por medio de camiones, empezaremos a desarrollar y organizar nuestro programa de trabajo por medio del Tajo abierto.

CAPITULO V

CONSIDERACIONES GENERALES SOBRE EL PERSONAL, EQUIPO Y SU MANTE- - NIMIENTO .-

Personal técnico disponible.-La operación de una mina a Tajo a - bierto (open pit) requiere un equipo de maquinarias mínimo para mantener un ritmo en lo posible,parejo durante la vida de la mina.Aun cuando las máquinas son en su mayoría automotores y au - tonomas en sus movimientos,la puesta en operación de una de ellas demanda los s ervicios adventicios de otras secciones reunidas en una maestarnza bien atendida.Por estas consideraciones el factor humano, en los cuales descansará la reponsabilidad de la conducción de cada máquina será cuidadosamente calificado. Felizmente el personal nacional esta bastante entrenado y su desempeño en todas las operaciones técnicas ha quedado probada en las explotaciones mineras similares,determinando su calificación como una eficiente y económica mano de obra,capaz de cubrir en un breve período toda la demanda que sea necesaria. Se puede en todo caso conseguir un plantel de elementos veteranos alrededor de los cuales se puede organizar todos los nuevos hombres que si bien no han experimentado este tipo de trabajo pueden quedar diestros en poco tiempo.

En el contenido de los capitulos anteriores hemos hecho una discusión sobre algunos aspectos,que en síntesis puede resu-

mirse en lo sigueinte :

1 - El tamaño de la mina y su vida en años.

2 - Magnitud de la producción diaria.

3 - Distancia de acarreos del mineral y del desmonte , y

4 - Tipo del material de los implementos mineros.

Estas cuatro claves nos condicionarán para poder hacer una calificación y discriminación del equipo.

Equipo minero , calidad, cantidad.-La maquinaria pesada que propiamente podriamos llamar minera son elementos especializados en cada necesidad y su costo y mantenimiento significa la mas fuerte inversión. Una vez hecha la selección de, todo el equipo tenemos un paso muy importante que dar, tenemos que revisar sistematicamente cada una de nuestras decisiones, haciéndonos el siguiente cuestionario:

1-Hemos dado toda la consideración para una segura operación?

2-Hemos considerado todas las alternativas del método ?

3-Nuestra selección prevee flexibilidad para el presente y el futuro.

4-Se toma una ventaja completa del equipo disponible.

5-Hemos pesado todos los factores en su apropiada perspectiva económica.

Si podemos responder "si" a todas estas preguntas podemos estar seguros que para nuestro caso particular hemos seleccionado el mejor equipo y cuya ejecución será la mas segura y de mas bajo costo de operación.

MAQUINARIA MINERA SELECCIONADA Y SU PERSONAL

Maquinas	Modelo y marca	Características capacidad ,etc.	Canti-dad	Personal Por c/ maquin.	Equipo total
Camiones trylers	Kenworth con motor Diesel torqm.drive	65 tons.de cap. Tolvas de comp. en el fondo	16	1	48
Camiones volquetes	Kenworth con motor Diesel torq.drive	22 tons.de cap. Tolvas chaflan basculantes	9	1	27
Camiones Cangrejos	Koehring-Dumptor-Motor Diesel	9 tons de cap. tolvas basculan por gravedad	5	1	15
Perforads. Wagg.drill	Pesadas montadas en orugas,ports.	Perforan en seco con 90 lbs. de presión	9	2	54
Compresors/ portátiles/	Montadas en chasis,4 ruedas	600 pies cúbics. p.minuto	9	1/2	12
Bull dozer	Caterpillar D-8	Motor Diesel	4	1	6
Motonivela-doras	Caterpillar	Para limpiar caminos-Rectificdo.	3	1	6
Palas mecá-nicas	P ~~&H~~ con motor Diesel.	Rotación completa. 2.5 yds3	5	4	60
Camión grua	P&H doble ~~me~~-motor Diesel: trac.e izaje	Rotación completa.Pluma de 30 pies.Ruedas neumáticas	1	(Uso eventual)	
					234

Dada la excepcional duración o vida de la mina, el equipo deberá quedar amortizado en conjunto antes de llegar al último banco o nivel, en el supuesto que todo el equipo se desgaste de un

modo parejo, pero esta posibilidad es solo estimativa pues en la práctica debemos siempre tener en reserva algunas unidades, separadas previamente de la dotación ,para poderlas aplicar al trabajo cuando alguna de las que están en el campo tiene que ser desechada o reparada.Por esta razón el número de máquinas tiene un ligero margen excedente, y si eventualmente toda una línea de máquinas tiene que operar, la maestranza doblara su inspección y mantenimiento.

Dentro de la maquinaria minera no se incluyen los camiones corrientes, usados para el transporte del personal, por la mecanica, de combustibles, cisternas de agua y etc; ni tampoco los automóviles (camionetas) que está cargadas a otros servicios .

Palas mecánicas, su rendimiento.-Al lado de las unidades acarreadoras le sigue en importancia económica en la explotación el elemento Pala mecánica con su cuadrilla de servidores de quienes directamente depende la ejecución de la pala.

La cuadrilla de la Pala está compuesta normalmente de : Capataz de pala,palero,ayudante de palero , y marcador o despachador.Siendo la Pala el mecanismo mas pesado y ruidoso en la mina o Tajo,los hombre de la cuadrilla deben estar bien entrenados en sus funciones con la mira de obtener siempre un alto rendimiento ,conservando la disciplina y seguridad personal en todo momento. Según los datos recogidos por la experiencia, la producción de una Pala por hora efectiva es de 100 yardas cúbicas por cada yar-

-da de capacidad del balde, esta es una indicación bastante segura ,pero el r endimiento de la Pala depende de varias otras condiciones: 1) lanecesidad de tener que mover la pala continuamente para lograra que el balde encuentre siempre un frente de corte satisfactorio,2) la necesidad de tener que limpiar el piso al rededor de la Pala para permitirle la libre maniobra y también el de los camiones, 3) la necesidad de tener que hacer reparaciones durante el trabajo y otras cosas ; por estas razones su rendimiento se ajustará solo al 65% de su metraje horario potencial, de este modo tendremos que cada Pala de las especificadas en la pag.40 de 2.5 yds.3 deberán rendir como cifra neta:

2.5 x 0.7645 x 100 x 0.65 = 125 m3 por hora.

Hay situaciones imprevistas que aumentarán o disminuirán la producción.Un movimiento giratorio de la pluma del balde de 45 grados del frente de corte a la unidad acarreadora es mas rápido que uno de 90. Uno de 90 grados será mas rápido queotro de 180 grados. El uso de acarreadores demasiados pequeños en relación ala Pala acortará la producción por hora. Una Pala de 4.5 yds3 tendrá que acortar la rapidez de sus movimientos para cargar unidades como los Dumptors, o como los volquetes de apenas 3m3 . Inversamente cuando una Pala mecánica pequeña descarga sobre una unidad acarreadora demasiado grande tiene que alzar su balde demasiado alto cada vez, lo cual no es el caso cuando se usan acarreadores mas pequeños.Esto deriva en pérdida de efciencia. En lo posible la Pala debe cargar con un acarreador a cada lado del balde.De esta manera un corto movimiento giratorio, carga a un acarreador y se

vuelve al otro sin pérdida de tiempo. Durante la operación de la Pala tiene que haber un grupo de otros acarreadores que estan listos para asegurar la máxima eficiencia en producción. La dependencia mutua de las unidades establece una combinación eficaz.

El costo de cargar de la Pala, mas el costo aplicable a esta cuando queda desocupada esperando a las unidades acarreadoras, suman a un costo total formidable para la operación de cargar, si se hace el cálculo en la debida forma.

Durante el ciclo de acarreo, la presencia de camiones adicionales en exceso del número teórico requerido para acarrear, y necesario para mantener la producción de excavación, aumenta la inversión en equipo y los costos de acarreo en exceso de los costos normalmente calculados para la operación proporcionada de un solo camión.

La única manera de poder hacer una comparación entre maquinaria de excavación es tomando en consideración todas las operaciones de carga, acarreo, y descarga.

En resumen, las características no favorables: dependen completamente de los equipos de acarreo. No pueden cavar en cortes someros-necesitan un frente contra el cual puedan cavar. Caminan lentamente. Pesadas para transporte o embarque. Toda producción se suspende por completo si ocurre avería. Cuestan mas y pesan mas, y requieren mas operarios para producir el mismo trabajo que otro

equipo tal como traíllas. Los equipos de acarreo duplican el tiempo empleado en cargar, doblando los costos de carga.

Características favorables: Pueden cavar en cualquier clase de tierra, y en roca si antes se desbarata por voladura. Puede mezclar materiales al cavara travez del frente de corte.

CAPITULO VI

DESARROLLO GENERAL DEL PLAN DE TRABAJO Y DE LA EXPLOTACION

Ingeniería.-

Durante el desarrollo general del plan de trabajo no puede dejar de considerarse a un Departamento de Ingeniería bien organizado y dirigido por un personal experimentado.Deberá estar equipado con un instrumental de campo y de gabinete suficiente p para su desenvolvimiento eficaz.

Personal de la Ingeniería:

Un Ingeniero Jefe.

Un Ingeniero asistente,con cargo de geólogo y topógrafo.

Un topógrafo práctico.

Un dibujante , y

4 portamiras y cadeneros.

Así constituído, la Ingeniería deberá proceder como el centro nervioso en la preparación de la mina o rajo,a la cual deben concurrir los Jefes de las otras secciones para la mejor conducción del trabajo.En el proyecto del rajo , debe tenerse en cuenta,alguna secuencia en las tareas.La siguiente será una fórmula a la cual debe señirse con algunas variantes de menor importancia:

1 -Red de triangulación de primer orden, con la erección de hitos permanentes en el contorno delrajo- Nivelación .

2- Levantamiento topográfico de toda la zona del rajo y de sus areas de influencia, con curvas cada 5 metros de e - quidistancia, a la escala 1/ 1000.

3- Secciones transversales del yacimiento, espaciadas cada 20 metros (en este proyecto se han hecho cada 40.9 metros por comodidad). Los estudios geológicos en profundidad ánotados en las secciones delimitarán los contornos del yacimiento. En cada sección se debe trazar las graderías o perfil de los bancos para su baseado en el plano de curvas de nivel. Con lo cual quedará formalizado un proyecto , se impone una revisión y recalculación de volúmenes para una rectificación.

En segundo término, iniciadas las operaciones, la Ingeniería volcará toda su atención en el programa de rutina, la ejecución del rajo según el proyecto aprobado. En esta etapa, son obligaciones del departamento asumir los controles topográficos al dia, etc: En general puede seguir los siguientes lineamientos:

1- Colocación de puntos triangulados secundarios dentro del rajo, en la medida que los niveles se vam formando, para que sirvan de apoyo para los levantamientos pequeños. Cada nuevo nivel o banco deberá ser previamente estacado como indicación de su nivel preciso y de sus contornos.

2- Con ayuda del equipo de topógrafos deberá tomarse la geología, cuando menos dos veces por dia, si hay dos o tres guardias en permanente trabajo.

3- Control de la producción diaria, tanto de desmontes remo-

-vidos, como de mineral transportado a la planta y su traslado a los cuadros estadíticos.

4- Rendimiento de las distintas unidades mecánicas, etc.

Independientemente de las secciones transversales que servirán para el control geológico y de profundización del cuerpo mineral se llevará un control de producción por cada banco, o tajada con el fin de verificar el control de costos en relación con su rendimiento en metal. Esta evaluación deberá calcularse sobre la cubicación obtenida con el planímetro según las tajadas. Un perfil logitudinal del rajo con la indicación de los bancos, en distintos colores según los avances de cada mes darán una mejor objetivación de la extracción.

Las estadíticas deberán ser confeccionadas para su presentación mural y también para cubrir la información que periodicamente debe ir a la Gerencia. Entre los murales deben considerarse: Un cuadro del tonelaje diario acarreado, por bancos, del mineral y de desmontes.

Del reporte de la Planta de chancado (conteniendo la producción neta), con el movimiento de acarreo durante el mes vencido se confeccionarán, por medio de curvas o barras, la serie de cuadros estadísticos con los siguientes titulares:

Desmonte mensual

Desmonte mensual acumulativo

Producción metálica mensual.

Producción metálica mensual acumulativa.

Proporción desmpnte a mineral mensual

Proporción desmonte a mineral mensual acumulativo.

Mineral triturado mensual en la Planta

Mineral triturado mensual acumulativo en la Planta.

Mineral transportado mensual.

Mineral transportado mensual.

Mineral transportado mensual acumulativo.

Recuperación en % (Relación entre el mineral triturado y el transportado).

La oficina de la Ingeniería deberá estarbequipada entre otros implementos de menor importancia,del siguiente instrumental:

1-Teodolito aproximación de 20"

1-Teodolito aproximación al 1/2 minuto (Taquímetro)

1-Nivel topográfico.

4-Estadias de 4 metros cada una.

12-Jalones

2-Cintas métricas de acero.

1-Brújula Brunton.

2-Máquinas calculadoras, de oficina

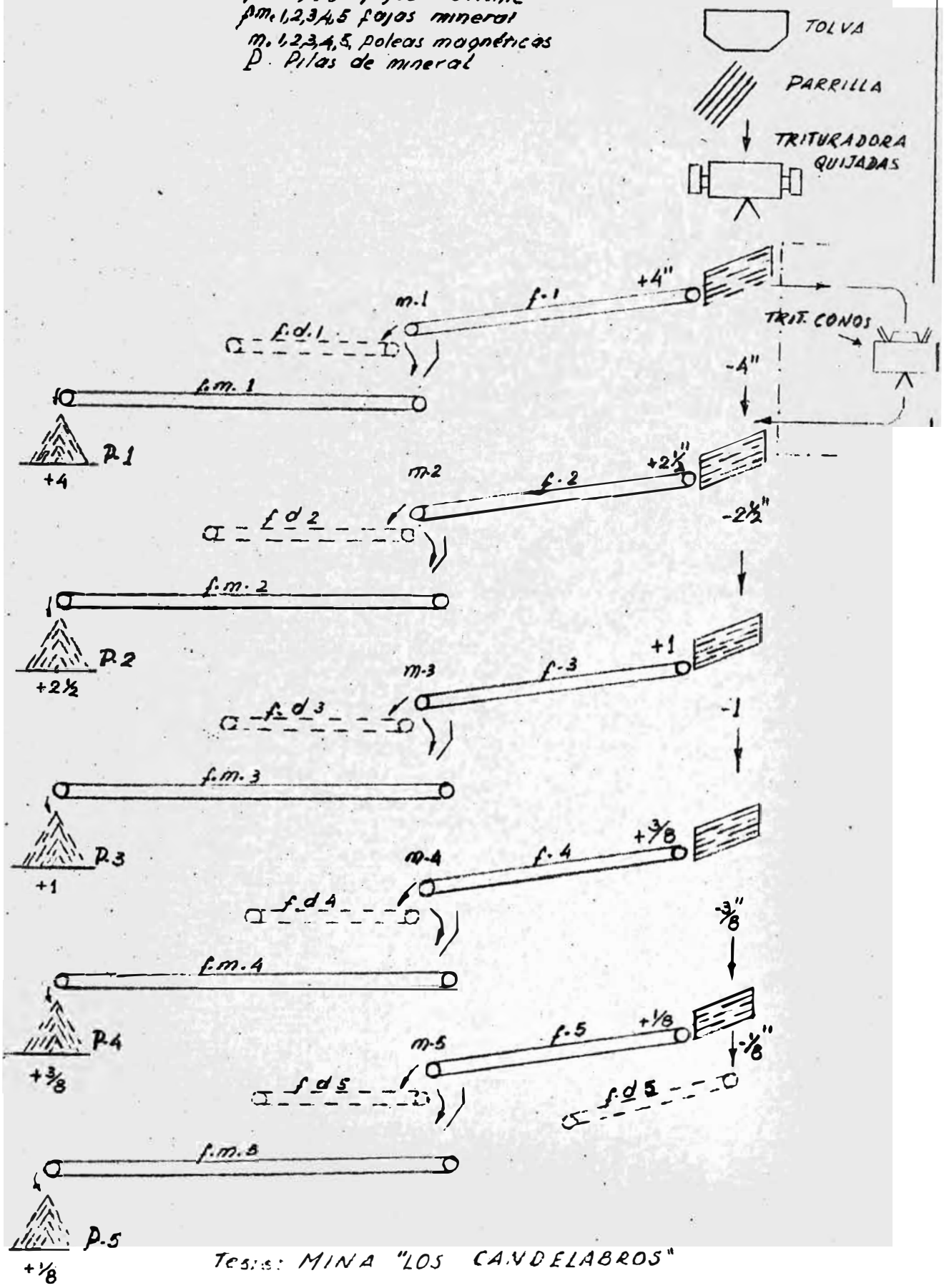
Material de dibujo completo incluyendo planímetro,pantógrafo,cajas de compases,juegos de escuadras, etc.

La geología en el trabajo es una tarea sistemática, rutinaria y por su sencillez puede ser realizada sin mayor inconvenientes por los ingenieros,para lo cual deberán seguir aproximadamente las siguientes directivas:

ESQUEMA DE LA PREPARACION MECANICA

LEYENDA

f.1,2,3,4,5 fajas común
f.d.1,2,3,4,5 fajas desmonte
f.m.1,2,3,4,5 fajas mineral
m.1,2,3,4,5 poleas magnéticas
P. Pilas de mineral



Tesis: MINA "LOS CANDELABROS"

Las notaciones deberán hacerse siguiendo los colores y signos convencionales establecidos en planos de geología, a la escal en 500.Una hoja en papel transparente o translúcido,para cada tajada.Del conjunto de los planos se pasa a los perfiles geológicos, según lassecciones transversales de cubicación que ahora si se cubrirán con las indicaciones que se ham verificado en el terreno.Para este fin los datos de geología serán tomados a medida que los detalles se van haciendo visibles,cada 8 hs , a medida que la Pala está operando un frente,porque en el piso las observaciones son muy imprecisas por el trajín de máquinas y personal,no así en los frentes donde incluso se puede anotar hasta la inclinación de las estructuras.En las notas gráficas se relacionan al perfil del frente en trabajo.Entre dos líneas paralelas,la superior es el nivel alto,y la inferior elbajo.Desde este piso el geologo ,mirando el frente hace sus notas,haciendo desplazarse al ayudante con una mira en los puntos que en el filo del frente superior requieren una notación para el plano Los topógrafos sinultaneamente, estacionados desde un punto topográfico van"tomando" sucesivamente todos los puntos de la geología, taquimétricamnete. En la oficina el dibujante hace la ubicación de los puntos sobre el plano,numerándolos en el mismo orden sobre el plano que corresponden al nivel superior.En seguida el geólógo con sus notaciones procede a la coloración de sus estructuras,las cuales deben coincidir con las de la labor anterior,y así cuando el nivel halla desaparecido quedará unicamente el plano,como única constancia de las formas del yacimiento.

Ejecución del Tajo abierto.-

En nuestro caso particular la operación desmonte (en inglés stripping significa desbroce, desencape, despeje,o desmonte,he preferido usar esta última palabra por su mayor difusión) se realizará simultaneamente con la extracción del metal.El camino deberá quedar terminado hasta el nivel del primer banco por lo menos, o sea el 1022, el encampane de este banco con la superficie en la cota 1041 será de 19 metros.Hemos dejado establecido que el perfil transversal de los bancos seguirá una inclinación de 54 30'.Los bancos tendrán una altura de 21 metros, y en 4 tajadas cada banco ,tendriamos 5,25 m de altura para cada tajada Entre banco y banco el talud será de 5 en 21 , ycada tajada tendrá un talud equivalente de 1.25 en 5.25 o sea 1 en 4.2 .En el caso del primer banco con 19 metros de altura, las tajadas se descompondrán del siguiente modo, 1 de 3.25 y las 3 restantes de 5.25 . El siguiente banco, con su nivel principal en 1001 avanzará en todo su frente hasta dejar una faja o berma de seguridad en el banco anterior.Asi se continuará con los subsiguientes bancos. Según el proyecto será el nivel 1001 el primer nivel por el cual se extraerá la primera producción de mineral. Al iniciar cada tajada será necesario dotarle de un camino en conexión con la carretera afirmada, lo cual puede ser abierto con los bull dozers sobre las voladuras de calambucos en la roca o sobre el relleno o desmonte que se está eliminando de los bancos superiores.Estos accesos no serán siempre mas largos que 100 metros , ni con mas de 8% de gradiente a favor en contra ,

ni mas de 14 % a favor. Este es un punto que quedará en su mayor parte a discreción de los Jefes de la mina quienes deberán prever las interrupciones para no quedar bloqueados en un momento dado. Por esta razón en el,plano del Proyecto del Tajo abierto no se han dibujado estos accesos y cada nivel o plataforma de banco (bermas) puede ser distinguido con un color rojo.

Practicamente el rajo no requiere una preparación laboriosa puesto que la extracción es casi simultanea con el desmonte y por lo tanto el trabajo debe comenzar cuando la Planta de chancado esté ya en condiciones de recibir mineral.En previsión de eventuales paralizaciónes en la Planta debe acondicionarse un patio suficientemente amplio en el nivel de la alimentación de "cabezas" a fin de que la producción pueda ser vaciada allí ,para que después sea fácilmente empujada con bull dozer,y la mina pueda por estas causas sufrir interrupción.Para el mismo caso, si por ejemplo se descubre un determinado volumen de hematita, los acarreadores deberán tener una area donde acumular hasta que la posibilidad de un embarque de esta especie mineral justifique pasarla ala Planta para su escogida y selección.

Los "bancos", o "tajadas" son aproximadamente poliedros prismoidales cuyas bases son los niveles, y sus lados los contornos del cerro y los taludes que quedan dentro del rajo,por esta razón su cubicación es muy simple sobre los planos, si se dispone de un planímetro.Los desmontes se multiplicarán por su peso específico 2.5 , los minerales por 4.5 .Para la conversión

de toneladas métricas en toneladas largas se utilizará el factor 0.9842 . Los bancos y tajadas podrán ser denominadas por los guarismos que indican su nivel superior o inferior, pero esto puede prestarse a errores y entonces propongo la siguiente nomenclatura.

INDICE DE BANCOS Y TAJADAS Y SU NOMENCLATURA.-

Bancos	Tajadas	Nivel superior
B-1	1-1	superficie
	1-2	1037.75
	1-3	1032.50
	1-4	1027.25
B-2	2-1	1022.00
	2-2	1016.75
	2-3	1011.50
	2-4	1006.25
B-3	3-1	1001.00
	3-2	995.75
	3-2	990.50
	3-4	985.25
B-4	4-1	980.00
	4-2	974.75
	4-3	969.50
	4-4	964.25
B-5	5-1	959.00
	5-2	953.75
	5-3	948.50
	5-4	943.25
B-6	6-1	938.00
	6-2	932.75
	6-3	927.50
	6-4	922.25
B-7	7-1	917.00
	7-2	911.75
	7-3	906.50
	7-4	901.25
B-8	8-1	896.00
	8-2	890.75
	8-3	885.50
	8-4	880.25
B-9	9-1	875.00
	9-2	869.75
	9-3	864.50
	9-4	859.25
B-10	10-1	854.00
	10-2	848.75
	10-3	843.50
	10-4	838.25
B-11	11-1	833.00
	12-2	827.75
	11-3	822.50
	11-4	817.25
B-12	12-1	812.00
	12-2	806.75
	12-3	801.50
	12-4	796.25
B-13	13-1	791.00
	13-2	785.75
	13-3	780.50
	13-4	775.25
B-14	14-1	770.00
	14-2	764.75
	14-3	759.50
	14-4	754.25
B-15	15-1	749.00
	15-2	743.75
	15-3	738.50
	15-4	733.25
B-16	Nivel final	728.00

Conducción del mineral preparado al Puerto proyectado en Lomas.-

Para transportar la mena de la Planta chancadora al espi - gón de embarque habrá que cubrir una distancia de 45 km. La ruta es una zona semi-desértica y se pueden evitar la construcción de puentes que elevarían los costos de carretera, al pasar las aguadas, que se sabe no han drenado nada en los últimos 30 años, por la escasa precipitación característica de la costa peruana. Los primeros 10 km desde la mina son abruptos y como tal tendrá que desarrollarase curvas , degran radio, lo que incluye cortes y rellenos apreciables. Para el mantenimiento de la carretera se requerirá una Moto-niveladora durante unas 3 hs por dia. El costo de la construcción de la carretera se estima en $420.000 . Para el transporte se utilizarán los camiones-trylers con una capacidad de 65 toneladas (torqmatic drive). Siendo su velocidad promedio de 40 km/hora incluyendo la carga y la descarga; el viaje de ida y vuelta será de 90 km.

Un viaje de ida y vuelta en redondotomará 90/40 =2.25 hs

Por dia por camión 24 / 2.25 =10.7 . Digamos 10 viajes , cargando en total 10 x 65 = 650 toneladas . En el cuarto año el requerimiento de carga será de 6,200 tons, lo cual tendrá que ser efectuado por 6200/ 650 =9.5 , digamos 10 camiones. De acuerdo con el, plan de amortización el equipo de transporte se amortizará en 10 mil horas que corresponden a 400,000 km por camión.

La distancia que tendrá que ser cubierta para transportar la producción total de 4.7×10^6 tons.:

$$90 \times 4.7 \times 10^6 / 65 = 6500,000 \text{ km}$$

Tomando en cuenta el recorrido de amortización de 400,000km por unidad tendremos que en los 4 años, la cantidad de camiones será:

$$6.5 \times 10^6 / 4 \times 10^5 = 16.2 \text{ digamos } 16$$

Serán 16 camiones trylers divididos del siguiente modo, 10 en producción y 6 en reserva y revisión. El total del combustible gastado en camiones y motoniveladoras $=12.4 \times 10^6$ litros.

Construcción de la carretera.-De la Chancadora al Puerto de Lomas,proyectado, tenemos una longitud media de 45 km con una gradiente media de 1.5 % a favor de la carga.

Perforación y voladura.-Según el programa del Tajo abierto la producción estará dividida, o repartida del siguiente modo:

	Tot.tons.min.	Diario	Tot.tons.desm	Diario	Long.de bancos q volarán semanal.
1er año	0.75×10^6	3,000	4.5×10^6	18,000	84 metros
2do.año	1.00×10^6	4,000	4.1×10^6	14,400	112 "
3er.año	1.40×10^6	5,600	3.2×10^6	12,800	156 "
4to.año	1.55×10^6	6,200	3.2×10^6	12,800	174 "
	4.7×10^6		15.0×10^6		

El tipo de perforadora mas conveniente en este lugar debe ser el waggon drill montado en orugas, en vez del churn drill. El segundo consume mucha agua lo cual hemos visto es escasa en la región Las perforadoras en el mineral se espaciarán 2 x 2 metros. La altura de los bancos planeados, 21 metros. Según lo dispuesto cada banco será sacado en cuatro tajadas de 5.25 m cada una,que corres-

-ponden a 261,450 metros de perforación.

Si aceptamos que el rendimiento de perforación con w. d. es igual 6m/h. En dos guardias de 8hs c/u tendriamos 96 m por dia Esto nos daría en consecuencia 9600m en 4 años. El número de w.d. que se deben comprar será de 261,450/ 9600 = 3 waggon drills.

Como sea que se requerirá aire comprimido, conviene utilizar las unidades de compresoras portátiles debido a la longitud del yacimiento y en la cual estas deben estar sometidas a frecuentes movimientos. El consumo de pólvora para la voladura está estimada en 0.15 kg por tonelada de mineral. De aquí que el consumo en los 4 años será de:

$$4.7 \times 10^6 \times 0.15 = 700 \text{ toneladas.}$$

El precio de la pólvora negra de manufactura nacional al precio de $1.00 el kg.

Paleo.-Habiéndose adoptado la altura de 5.25 m para las tajadas en cada banco, lo mas conveniente es la pala de 2.5 yd3 que es la mas pequeña del tamaño standard, debido al peso espedífico del mineral, en determinado momento la Pala debe poder izar hasta algo mas de 8 tons. de un solo baldazo.

$$2.5 \times 0.7645 \times 4.5 = 8.6$$

Siendo el peso de la carga por camión =19 tons ; con un 75% de carga efectiva por palada, un camión podrá ser llenado con 3 paladas, lo cual debe ser conseguido en un tiempo medio de 90 segundos ,por una buena cuadrilla. Bajo buenas condiciones el rendimiento de una Pala fluctúa normalmente entre 2 y 4mil tons/ 8hs.

Tomando en cuenta la capacidad obtenida por las cuadrillas en Hierro Acarí debemos aceptar una producción normal diaria de 4 mil tons. en 3 turnos diarios ,o sea en 24 hs.De tal modo que: 4,000 x 250 dias = 1.0×10^6 que sería con exceso la producción del ler.año .Pero debiendo el 4to año palear el doble se acepta d dedicar 2 palas de 2.5 yds3 solamente para el mineral.Esto permitirá por otro lado,trabajr simultaneamente en dos bancos.De acuerdo con el paln de amortización,las Palas deberán ser desechadas después de las 15 mil horas. Si en tres turnos debemos considerar solo 16 horas de trabajo eficiente 15000/16 = 940 dias de trabajo.

940 : 250 = 3.75 digamos 4 años.

Esto indica que es probable que las palas iniciadoras no podrán llegar hasta el último dia de trabajo en el rajo,sin deterioros.

El carguío del mineral.-Con el fin de calcular la distancia media por viaje,entre la chancadora y la mina se han tomado los guarismos del cuadro de la pag.28, se les multiplica por 184 (4.5 x 40.9) y por la distancia del centro del bloque a la Chancadora por la carretera .

Secciones	Tons. de min.	Dist.en km	Ton-km
922	7.4×10^4	1.3	9.6
926	13.5×10^4	1.35	18.2
930	16.7×10^4	1.40	23.4
934	22.9×10^4	1.38	32.5
938	23.4×10^4	1.27	30.5
942	29.6×10^4	1.30	38.5
946	35.5×10^4	1.35	48.0

950	41.1×10^4	1.65	68.0
954	64.0×10^4	1.68	108.0
958	74.9×10^4	1.72	129.0
962	57.9×10^4	1.60	92.5
966	44.4×10^4	1.75	77.8
970	42.3×10^4	1.90	80.4
974	37.6×10^4	1.98	74.5
978	33.1×10^4	2.05	67.9
982	24.6×10^4	2.15	52.9
986	13.9×10^4	2.17	30.2
990	5.2×10^4	2.20	11.4
	5.88×10^6		991.7×10^4

Promedio de la distancia del carguío $991.7/5.9 \times 10^2 = 1.7$ km.

Promedio del viaje en redodndo 3.4 km Chancadora-Mina.

El carguío del mineral se ha planeado para ejecutarlo en 3 turnos de 8 hs. o sea en redodndo 3.4 /15 = 0.225 hs = 13.5 minutos mas el tiempo de carga y descarga 1 min . y 30 seg 1.5

El tiempo del circuito en promedio 15.0minutos

El,movi iento diario por camión será de 24 / 0.25 = 96 viajes en redondo que corresponden a 96 x 19 = 1824 tons de produc.diaria.

El carguío de la producción en el 4to. año de explotación requerirá: 6200/ 1824 = 4 carros . Para cargar la producción total en 4 años se habrá tenido que recorrer $4.7 \times 10^6 \times 3.4 / 19 = 840,000$ km y consecuentemente unos 210,000 km por cada camión.

De acuerdo con el plan de amortización la vida del camión es de 12,000 hs que corresponderían a 15 x 12000=180,000 km. Suponiéndose que los camiones no serán reemplazados durante los 4 años.El gasto de combustible llegará a 840,000 lts.

La construcción de la carretera en el area de la mina y de esta a la Chancadora,tomando en consideración la gradiende de 8.5% en favor de la carga,tendrá un desarrollo maximo de 4.5 km , pero si incluimos todos los laterales y variantes,en total llegarán a 7 km.El movimeinto de las tierras por metro lineal de carretra, en promedio 20 m3.Luego el total de movimiento de tierras será: 7000 x 20 = 140,000 m3 .El precio unitario incluyendo la preparación del pavimento está estimado en 0.50 $/ m3 o sean:

140,000 x 0.5 = $70,000

Planta de chancado.- La mena proveniente de la mina en el 4to.año será de 6200 tons.diarias y esta tendrá que ser vaciada a una tolva directamente desde los volquetes. La planta se ubicará al Oeste del yacimiento en una de las pendientes mas pronunciadas y aproximadamente al pie de los planes del proyectado Tajo abierto.Esto se ha hecho con el fin de aprovechar las diferencias de nivel por las razones siguientes:

1-Facilitar el movimiento del mineral dentro de la Planta,aprovechando la gravedad.

2-Eliminación de los estériles en forma económica.

3-Conseguir un patio de embarque a los trylers,al final del proceso,por medio de una tolva automática.

Eliminación de los desmontes.-

Perforación y voladura.-Del mismo modo que en la perforación del mineral se puede utilizar el mismo tipo pesado de waggon drill, se podría haber elegido el churn drill pero el consumo de agua que requiere esta máquina lo hace inadecuado como ya está referido. Además el, servicio de reparación y mantenimiento del equipo se vería innecesariamente complicado por tener que atender otro tipo de máquina. Para comenzar con el arranque en la ladera se requerirán algunas perforaciones horizontales "calambucos" como preliminares para servirse de apoyo. El rajo en sus dias finales adoptará la forna de una vasija alargada, los bancos son alargados. La profundidad total del rajo es de 313 metros. El banco mas largo no es el primero, sino el banco B-11, tajada 11-1, uno de los mas profundos Los taladros de la perforación sobre el desmonte serán de 20 pies máximo y eventualmente algunas otras de 40. El tonelaje de roca que se volará por cada taladro se calculará del, siguiente modo:

$$2.5 \times 4 \times 5.25 \times 2.7 = 142 \text{ toneladas.}$$

El número total de huecos que se necesitarán para volar 15.0×10^6 toneladas de roca esteril será:

$$15.0 \times 10^6 / 142 = 105{,}400 \text{ taladros; } 105{,}400 \times 5.25 = 553{,}350$$

metrso de longitud de huecos perforados.

Si el rendimiento del w. d. equivale a 96 m /dia, trabajando en dos turnos. En 4 años perforarán 96,000 metros.

El número requerido de w,d. será de 553,350 /96000 m = 6 w. d.

Según la clasificación dada por G.J.Young en Elements of Mining

la dureza de la roca corresponde a la clase IV, según la cual el terreno puede ser desbrozado por, aplicación directa de las uñas del balde sobre el talud. De manera que en 5.25m de altura la Pala de 2.5 yds3 puede operar como desquinchadora por lo menos. La pólvora necesaria está estimada en 0.15kg por tonelada de roca. El consumo en los 4 años será de $15.0 \times 10^6 \times 0.155$ 2250 toneladas, que representa un renglón apreciable .

Paleado del desmonte.- La roca esteril debe también ser paleada en 3 turnos de 8 hs. de modo que se obtenga un rendimiento efectivo mínimo de 16 hs. Las Palas para el desmonte bien podrían ser seleccionadas de las del tipo de 4.5 yds3 de capacidad pero por standarización y aún por la circunstancia de poder ser utilizada como minerase le preferirá de 2.5 yds3, o sea que el peso por baldazo será $2.5 \times 0.7645 \times 2.5 = 4.8$ tons. Con un 75% de carga efectiva por balde, un camión volquete podrá quedar lleno con 5paladas. La capacidad de carga de una Pala de 2 a 4 mil tons .por turno. Siendo la capacidad probada de 2,500 por turno, en los 3 turnos 7,500 tons. en condiciones normales, que corresponden a una producción anual de 1.88×10^6. Esto quiere decir que, sólo para rendir el máximo de desmonte el primer año se requerirán

$$4.5 \times 10^6 / 1.88 \times 10^6 = 2.4 \text{ digamos 3 Palas.}$$

Carguío del desmonte.-el carguío del desmonte esta igualmente planeado que debe ser hecho en los 3 turnos de 8hs, cada uno. Hemos anotado, que la velocidad media por hora es de 15 km. Las areas dedicadas para vaciaderos de desmontes son dos, la quebrada

W al oeste del yacimiento que es la mayor pero su capacidad está limitada por las carreteras en servicio que aloja en su cuenca, y que van a la Planta; y la quebrada E al este .Los escom - en las dos quebradas no acasionarán ningún problema de drenaje pues como se sabe las precipitaciones son muy raras. La queb. W a 400 m de distancia del centro del rajo puede recibir 5 millones de tons. La queb E puede recibir 10 millones de toneladas.

El promedio en redondo a la queb. W será de 0.8 km.

El promedio del viaje en red. a la q.E ,de 0.6 km

$$5 \times 10^6 \times 0.8 = 4 \times 10^6$$

$$10 \times 10^6 \times 0.6 = 6 \times 10^6$$

$$1 \times 10^7 \text{ ton-km}$$

El promedio del viaje en redondo:

$$1 \times 10^7 / 15 \times 10^6 = 0.670 \text{ km.}$$

La distancia que posiblemente será cubierta por los camiones en cada turno de 8hs será de 8 x 15 =120 km. digamos 100 km por las pérdidas de tiempo y puntos muertos en el circuito. El número total de viajes será de 100 /0.67 = 150

La capacidad de carga de la Pala en los tres turnos, hemos visto es de 7500 tons. En 24 hs cada camión hará 150 x 3= 450 viajes y la carga correspondiente será de 450 x 19 =8,500 tons.

Las 3 Palas produciendo cada una 7,500 tons en las 24 hs harán 22500 tons. de producción diaria máxima.

22500/ 8500. = 3 camiones. Sin embargo se recomienda que cuando menos uno mas debe haber como reserva .

Con el fin de cargar el total del material esteril de 15×10^6

toneladas en los 4 años de trabajo, se tendrá que cubrir una distancia: $15 \times 10^6 \times 0.67/19 = 5.3 \times 10^5$ km; y consecuentemente 105,000 km por camión. De acuerdo con el plan de amortización la vida de cada camión es de 12,000 que corresponden a :

$$12{,}000 \times 15 = 180{,}000 \text{ km.}$$

Se supone quen no ha sido reemplazado ningún camión durante los 4 años de producción,y por lo contrario se tendrá el material castante bien conservado para prolongar su servicio.El combustible ennlos 4 años de producciónsería de 582,000 litros que incluyen la cantidad necesaria para la motoniveladora.

Embarque.- el puerto de Lomas es una rada natural ,hoy es solamente ocupada por pescadores locales,ofrece casi todo punto de vista mayores ventajas que el puerto de San Juan para el embarque de la,producción minera.Una desventaja muy sería es el costo de instalación del Puerto y el tiempo que tomaria su construccion Para embarcar 1'550,000 toneladas de mineral en el 4to. año se requerirá una solución de transporte mecánico tal como las fajas transportadoras de 800 tons/ h de capacidad.Esto hace unas 6400 toneladas sobre la base de 8 hs de trabajo continuo por dia, y sobre la base de las 24 hs en funcionamiento,una producción de 19,200 tons.Se requiere por lo tanto 235 dias y 78 dias respectivamente para el transporte del Millón y medio de tons,por dicho último año.Para la erección del espigón de embarque con su Patio de Pilas desde el cual los barcos cargarían por medio de unafaja transportadora, se necesitarán $1'900,000.oo

Preparación mecánica.-El mineral tal como sale de la mina es bastante limpio,la magnetita es frecuentemente pura y limpia de constitución sólida.El,contenido medio de Fe se estima en 60% , con 0.1 % de P . El mineral presumiblemente tendrá un 20% de finos de menos de 10 mm., este inconveniente y el de las dilusiones q que se producirán en el acarreo necesariamente obligan a contemplar una preparación mecánica simple y expeditiva en una Planta capaz de pasar unas 6 mil tons,diarias.

La preparación mecánica esta fundada en la propiedad magnética de los minerales.La chancadora primaria tiene por objeto reducir los trozos grandes a 4" evitando en lo posible la producción de menudos que tienen una menor cotización.L achancadora de quijadas es de 36" x 42" recibe la carga directamente de las unidades acarreadoras proveniente de la mina.El producto triturado pasa por una criba de 4".Los trozos ⊄4 por medio de la faja f-1 llegan a la polea magnética m-1 ,la cual separa los estériles de el mineral que por medio de la faja fm-1 es llevada a la Pila 1. El producto -4 pa sa a una criba vibratoria de 2 1/2 de abertura ,los trozos ⊄ 2 1/2 por medio de la faja f-2,pasa por la polea m-2 donde queda separada el mineral que luego será llevada a su Pila P-2 .Para obtener una molienda mas fina se ha intercalado en el circuito,entre la criba de 4" y la de 2 1/2 una molino giratotio que reduce a 2 1/2.Con el mismo procedimiento simple se obtiene un producto ⊄ 1 que es conducido a la Pila P-3 El producto -1 se separa en ⊄ 3/8 que va ala Pila P-4 . El pro-

-ducto va a un cedazo vibratorio,el material (1/8 escogido y limpio es conocido como black fern y va a la Pila P-5.Las Pilas son conos que se forman al rededor de una gradería columnar ((rock ladder) En la base de las Pilas hay tolvas que reciben la carga,a un túnel colector y que luego la pasan a una tolva elevada de 300 tons que cargan a los trylers. Las Pilas pueden acumular una producción de 5 a 7 dias.Similarmente en el puerto las Pilas deben estar en codiciones de poder almacenar hasta la producción de 15 dias.

Seguridad minera.- En cumplimiento de mandatos estrictos contenidos en el actual Codigo de Minería y su Reglamentación,las explotaciones mineras están obligadas a suministrar toda clase de implementos y medidas que las normas industriales aconsejan para proteger individual y colectivamente a los servidores obreros y empleados .La pesona encargada de la administración de estas especies es el Ingeniero de Seguridad.Por estas consideraciones será necesario dotar al Almacén de un número suficiente de respiradores contro polvos de rocas,lentes para los perforitas, casco de seguridad,guantes etc.Cada seccióm de operadores de maquinas debe tener una cartilla de las mas sustanciales providencias para evitas accidentes.La operación de una mina a Tajo abierto requiere el uso de grandes máquinas automotores y cualquier mala maniobra por parte de su piloto lo convierte en una mortífera máquina para el resto de,los trabajadores .

El sentimiento de responsabilidad de cad hombre en su trabajo debe ser fomentado por medio de afiches y anuncios en luga-

res visibles,pero aemas la propaganda debe tener otros medios mas efectivos,cuales son el establecimiento de premios o bonos en jornales o dias de descanso,para los hombres que en determinada sección han tenido una menor incidencia de accidentes.En cada caso el ingeniero de Seguridad deberá estudiar el coeficiente que debe tener cada sección para la computación de sus accidentes.El coeficiente aproximadamente deberá estar en razón inverss del índice de frecuencia computado en el período anterior.De manera que si se conserva una misma proporción de accidentes que en el período de referencia ,elproducto de los accidentes de cada seccion pos su coeficiente daran guarismos parecidos entre todas las secciones.

En la operación de Palas, y en el conjunto de las operaciones del carguío debe ser bien conocido un solo código de señales por pitadas que emitirá la Pala en cada caso.Debe tenerse en cuenta al redactar este código los movimientos del conjunto de operaciones,asi :Carros acomodándose para recibir su carga, Listo el carro con su carga,Llamando al capataz de Pala para consultarle, Movimiento de la Pala hacia otro punto, y cuando por la naturaleza del terrenose teme derrumbe, se puede tener una señal que indique Emergencia.

La labor del ingeniero de Seguridad debe ser asesorada especialmente por los Jefe de cada sección, sin lo cual cualquier disposición por mejor estudiada que sea,se esterilizará,por no poder ser aplicada por falta de apoyo.Por lo tanto a fin de que

todos los Jefes puedan hacer cambio de opinión con las medidas de seguridad,durante las reuniones periódicas se destinará un espacio para el funcionamiento del Comité de Seguridad.A estas reuniones el Ingeniero de Seguridad,llevará informe sumario de las contingencias ocurridas y planteará las medidas que deben tomarse para reducir la frecuencia de determinado tipo de accidente,aun cuando esto implique algún cambio en el método de trabajo que ocasionó dicho accidente.

Pero si el Comité de Seguridad es tan efectivo,no menos serán las Reuniones con del ingeniero conlos miembros de las secciones a quienes dedicará por vez, una charla y para atender al conjunto que necesita cambiar también opinión como consecuencia de alguna medida dictada de dificil aplicación.Las reuniones de Seguridad deben ser breves nomas de 1/2 hora y de preferencia en un aparte, mientrasdescansan después de los alimentos.Estas reuniones pueden ser lo mas frecuentes que se puedan,pues tienden a desarrollar confianza en las reglas de seguridad y alientan un "espirutu de cuerpo.

Los implementos de seguridad individual como, sombreros, respiradores,lentes,etc deben ser periodicamente revisados y reparados para lo cual El departamento de Srguridad debe tener un taller con los accesorios y otros elementos de limpieza y desi - fección.Este taller estará próximo a las entradas del trabajo.

En lo administrativo el Departamento de Seguridad tiene precisas directivas para informar a las reparticiones del Gobierno

y que están contenidas en el indicado Reglamento del Códigode Minería.De acuerdo con la Oficina de Tiempo la Seguridad debe también llevar un registro al dia del movimiento del personal en kardex donde debe anotarse los accidentes ocurridos adicha persona, de los implementos de seguridad que posee . Por medio de estos controles la Seguridad debe inferir alguna causa en las frecuentes accidentes de un hombre y proponer un cambio de trabajo si es posiible.

CAPITULO VII

ASPECTO ECONOMICO.

Estimación de los costos.- Los costos para la explotación de la mina Los Candelabros, están basados en una producción de:

Primer año	0.75×10^6
Segundo año	1.00×10^6
Tercer año	1.40×10^6
Cuarto año	1.55×10^6

Total mineral embarcable: 4.7×10^6 toneladas.

1. Transporte en carretera.-

16 camiones trylers de 65 tons. de capacidad, en 70,000$ cada uno	$1'120,000	
1 motoniveladora	16,500	
1 camión grúa	57,000	
	1'193,500	
Repuestos y accesorios 20%	238,700	
	1'432,200	
Flete marino y seguros 15%	214,830	
	1'647,030	1'647,030
2.-Construcción de la carretera 45km al puerto de Lomas	420,000	420,000

Mina

3.-Perforación.-

3 waggon drills montados en orugas tpo pesado a $10,000 unidad	30,000	
9 perforadoras jack hammer a $500	4,500	
3 compresoras de 600 p3 a $15,000	45,000	
	79,500	
Repuestos y accesorios 20%	15,900	
	95,400	
Flete marino y seguro 15%	14,310	
	109 ,710	109,710.-
4.-Voladura		
Equipo explosor eléctrico,conductores y detonadores eléctricos.	5,000	5,000.-
5.-Paleo.-		
2 Palas Diesel H-P de 2 1/2 yd3 a $87,000 cada una	174,000	
2 bull dozers en $20,000 cada uno	40,000	
	214,000	
Repuestos y accesorios 20%	42,800	
	256,800	
Flete marino y seguros 15 %	38,520	
	295,320	295,320.-
6.-Carguío del mineral.-		
4 camiones volquetes con torqmatic drive en $39,600	158,400	
Repuestos y accesorios 20%	31,680	

	190,080	
Flete marino y seguros 15%	28,512	
	218,592	218,592.-
7.-Construcción de la carretera a la Chancadora 7,000 a $10.00	70,000	70,000.-

Planta Chancadora

8.-Chancadora.-

Trituradora de quijadas de 300 tons./h.de cap. en la entrada	100.000	
Cribas fijas y vibradoras,alimentadores de fajas,fajas trans Instrumentos y construcción	200,000	
	300,000	300,000.-

Eliminación de desmontes

9.- Perforación.-

6 waggon drills,montados en orugas,tipo pesado a $10,000c/u	60,000	
24 jack hammer a 500 cada uno	12,000	
6 compresoras de 600p3 a 15,000	90,000	
	162,000	
Repuestos y accesorios 20%	32,400	
	192,400	
Flete marino y seguros	28,860	
	221,260	221,260.-
10.-Voladura		
Equipo completo	5,000	5,000.-

11.- Paleo

3 Palas Diesel H-P de 2 1/2 y3 a$87,000 cada una.	261,000	
2 bulldozers en $20,000 cada u.	40,000	
1 motoniveladora	16,500	
	317,500	
Repuestos y accesorios 20%	63,500	
	381,000	
Flete marino y seguros 15%	57,150	
	438,150	438,150.-

12.-Carguío del desmonte

5 camiones volquetes con torq-matic drive a $ 39,600	198,000	
5 carros"cangrejos"Dumptor por $18,600 cada uno-supernumerarios.	93,000	
1 motoniveladora	16,500	
	307,500	
Repuestos y accesorios 20%	61,500	
	369,000	
Flete y seguros 15%	55,350	
	424,350	424,350.-

Construcción de la carretera para la elimanación del desmonte.

13.-Cortes,rellenos y rectificaciones en mas omenos 5km 50,000.-

Servicios

14.- Planta de Fuerza	150,000	
Alojamientos	175,000	
Maestranza, agua pot. desagüe, Mercantil, comunicaciones, asit. medica carros, almacenaje de mercadería, etc.	1'000,000	1'325,000.-
	1'325,000	

Embarque

15.- Espigón de embarque, Patio de pilas, faja transportadora		1'900,000.-

RESUMEN

Transportes:	1.-Construcción carretera	$420,000	
	2.-Transporte carretera	1'647,030	2'067,030.-
Mina:	3.-Perforación	109,710	
	4.-Voladura	5,000	
	5.-Paleo	295,320	
	6.-Carguío del mineral	218,592	
	7.-Const. carretera	70,000	
		698,622	698,622
Planta:	8.-Chancadora		300,000
Desmonte	9.-Perforación	221,260	
	10.-Voladura	5,000	
	11.-Paleo	438,150	
	12.-Carguío del desmonte	424,350	

-	vienen	1'088,760	
	13.-Construc.carretera	50,000	
		1'138,760	1'138,760.-
Servicios:	14.-Todos completos		1325 ,000.-
Embarque :	15.-Espigón e implementos		1'900,000.-
Supervisión e ingeniería			200,000.-
Imprevistos 10 %		Total	7'629,412.-
			762,941.2
			8'392,353.2
Capital de trabajo			500,000.-
			8'892,353.2

Estimación de precios para la ejecución de los trabajos de la explotación en la mina de hierro Los Candelabros.-

Sobre la producción calculada de 4.7 x 10^6 toneladas en 4 años, tendriamos los siguientes costos.

Trabajo.-Los jornales que se pagan en la región por las mismas labores en las minas se han referido a sus equivalentes en dólares e incluyen las cargas sociales.El cálculo en esta monedaes una previsión en resguardo de futuras variaciones salariales que por regla general derivan de la depreciación de la moneda del pai

Por tarea de hombre práctico,en promedio $2.50

Por tarea de hombre inexperto, - " - 2.00

Combustibles.-Por el Diesel oil se paga el equivalente de 6 ¢ -

por litro (que corresponde a 23 ¢ por galón)

Explosivos.-El valor de los explosivos es de $1.00 por kg.

2-Transporte.-

Jornales	$ 205,000	
Combustibles	960,000	
Lubricantes 20% del costo de los conbustibles	192,000	
Llantas,reparaciones,mantenimiento de la carretera 200% del costo de combustibles	1'920,000	
	3'277,000	3'277,000

Lo cual de el valor de$0.70 por tonelada de mineral.

3-4-Perforación y voladura .-

Jornales		322,000	
Aire comprim. Diesel 600p3 por min.por dia	$54.00		
Lubricantes 20%	10.80		
Mantenimiento 100%	54.00		
1000 dias a razónde $118.80		118,800	
Acero de perfor.a 0.5¢/ ton.		23,500	
Explosivos 700 tons.		700,000	
		1'164,800	1'164,800.-

Por tonelada de mineral embarcado 25 ¢.

5- Paleo

Jornales		41,200
Combustibles		210,000
van..		$251,200

Lubricantes 20% del comb	42,100	
Mantenimiento 200% "	421,000	
	714,800	714,000.-

Por tonelada de mineral embarcado 15 ¢ .

6.-Carguío del mineral.

Joranales	23,700	
Combustibles	15,600	
Lubricantas 20% delcosto de los combustibles	3,120	
Llantas,reparaciones,mant.de carreteras x 5 costo de combust.	78,000	
	120,420	120,420.-

Por tonelada de mienral transportado 2.5 ¢

Planta

8.- Jornales y operaciones suplementarias	183,500	183,500.-

Por tonelada de mineral embarcado 4 ¢

Eliminación deldsemonte.-

9-10.-Perforación y voladura

Jornales	434,600	
Aire compr.Diesel 600p3 por min.por dia	72.00	
Lubricantes 20%	14.40	
Mantenimiento 100%	72.00	
1000 dias arazón de $	158.40	158.400.-
van ...		$ 593,000

vienen ...$	593,000	
Acero de perforación 5¢/ton	74,800	
Explosivos, 2250 toneladas	2'250,000	
	2'917,800	2'917,800.-

Por tonelada de mineral embarcado 62 ¢

11-Paleo

Jornales	68,500	
Combustibles	383,200	
Lubricantes 20% del combus.	76,640	
Mantenimiento 200% del e " -	766,400	
	1'294,740	1'294,740.-

12-Carguío del desmonte

Jornales	17,700	
Combustibles	11,680	
Lubricantes 20 del c.de comb.	2,336	
Mantenimiento 200% del "	23,360	
Llantas,repar.,mant.carret. 5 veces costo combustibles	58,400	
	113,476	113,476.-

Por tonelada de mineral embarcado 2.5 ¢

Supervisión y Plana de empleados técnicos

13.-Total por salarios de empleados técnicos y supervisores de producción,incluyendo las cargas sociales.Estim.en 5 ¢ por ton. de mineral embarcado. 235,000.-

Servicios

144-Jornales, supervisión, combustibles para las comunicaciones, fza. elec. para talleres, agua pot., luz, mantenim. campam, y varios otros. Estimado p. ton. de min. embarcado en 35 ¢ 1'645,000.-

Costos generales y administración

Jornales, salarios de empleados, telegramas, teléfonos-Radio. Estimado por tonelada de mineral embarcado 15 ¢. 705,000.-

---

RESUMEN

Transportes	2.-Transporte carretera	3'277,000.-
Mina	3- 4.-Perforación y voladura	1'164,800.-
	5.-Paleo	714,800.-
	6.-Carguío del mineral	120,420.-
Planta	8.-Chancadora	183,500.-
Desmontes	9-10.-Perforación y voladura	2'917,800.-
	11.-Paleo	1'294,740.-
	12.-Carguío del desmonte	113,476.-
Supervisión	13.-Plana de empleados mina	235,000.-
Servicios	14.-Talleres, camps., agua potab.	1'645,000.-
Costos Generales y administración		705,000.-
		12'371,536.-

Costos de trabajo por tonelada de mineral embarcado $2.64

El precio de costo por tonelada de mineral embarcado, sin intereses, ni amortización del equipo, libres al puerto de Lomas, es-

-tá comprendido en los siguientes elementos:

Mina	$1.35
Planta	0.04
Indirec.	0.55
	$ 1.94

El transporte al Puerto de Lomas es de $0.70 por tonelada. Una estimación del costo del transporte por una variante y cpnexión al Puerto de San Juan sobrepasaría los $2.00 por tonelada incluyendo las obligaciones como arrendatario a favor de las entidades mineras que exportan por la indicada bahía.

Precio de venta del mineral.-El precio de venta del mineral al presente sería de $9.50 por tonelada larga FOB puerto de embarque, sobre la base del 65% de contenido metálico de Fe. Esto es mas o menos 25 ¢ por cada 1% de Fe y 0.2% de fósforo. Haciendo un promedio conservador del 60% de Fe daría $8.25.

Amortización.-

La inversión del capital del trabajo que hemos estimado es de $12'371,536.-practicamente se habrá cancelado con la misma producción de la mina, a razón de $2.64 por tonelada de mineral embarcado durante el tiempo que dure la extracción de 4.7×10^6 toneladas de mineral. Pero la inversión para la adquisición de las máquinas, instalaciones permanentes, y de organización y planeamiento de la mina asune la cifra de $8'892,353.20 .

Durante el, período de construcción de 12 meses máximo,

precedentes a la explotación se requiere una inversión equiva - lente al 50% , osean 4'446,176.6, al 1% por cada bimestre asumen un monto total de .....$ 4'719,580.6

sumados a la otra mitad pendiente serían- 4'446,176.6

un total de ... $ 9'165,756.2

Según una estimación preliminar, los promotores evalúan sus gestiones en la suma de $500,000 valor que integramente han invertido desde el descubrimiento del yacimiento, hasta los reconocimientos del dia , y la regularización de los títulos ante las autoridades del pais. Se ha sugerido que esta suma gastada en tres años ha devengado un interés compuesto de 20% anual, monto que debe tenerse en cuenta para ser cargado como parte del capital social, son $864,000 , lo que eleva la suma total a amortizar a $10'029,756.2o .Calculados comomun caso de anualidades decrecientes con reembolsos de la suma principal cad fin de año, tendremos: Sea P =10'029,756.2o la suma principal que debe ser amortizada con el interés anual del 6% , R = 1.06

Sea X el costo de amortización por tonelada de mineral embarcado. Entonces A será el 1er pago anual de $750,000X

B el 2do " " " 1'000,000X

C el 3er " " " 1'400,000X

D el 4to " " " 1'550,000X

El proceso de la disminución principales equivalente a:

PR - A Para el 1er año

$(PR - A)R - B$ Para el 2do año

$(PR^2 - AR - B)R - C$ Para el 3er año

$(PR^3 - AR^2 - BR)R - CR - D = PR^4 - AR^3 - BR^2 - CR - D = 0$ Para el 4to año

$PR^4 = 750{,}000\ XR^3 + 1'000{,}000XR^2 + 1'400{,}000XR + 1'550{,}000X.$

$$P = \frac{(750{,}000R^3 + 1'000{,}000R^2 + 1'400{,}000R + 1'550{,}000)X}{R^4}$$

De lo cual se deduce que a la tonelada de mineral embarcado hay que dedicar el valor de amortización $X = \$2.50$

Resumiendo: Costo de trabajo	$ 2.64
Amortización	2.50
10% Aumento por imprevistos	0.51
	5.65

Por lo tanto tendremos:

$A = 750{,}000 \times 2.50 = \$1'875{,}000$

$B = 1'000{,}000 \times 2.50 = 2'500{,}000$

$C = 1'400{,}000 \times 2.50 = 3'500{,}000$

$D = 1'550{,}000 \times 2.50 = 3'875{,}000$

Resultados económicos.- Los cálculos demuestran que si el actual precio de la tonelada larga de 2,200 libras es de $8.25 ,el precio de la tonelada métrica sería: 8.25 x 0.9842 = $8.12

Por lo tanto la utilidad calculada sería de 2.47 por tonelada exportada, y al final del 4to.año si no se dedica una reserva para la explotación subterránea,la utilidad neta vendría a ser de 11'590,000.

Valor presente.-

Las anualidades a percibir por ganancias netas no son una cifra fija para cada año. Pues como está calculado estas dependen de un volumen de mineral variable, estas cifras son:

Al fin del 1er año	2.466	x 750,000	1'849,000
al fin del 2do año	2.466	x 1'000,000	2'466,000
al fin del 3er año	2.466	x 1'400,000	3'452,400
al fin del 4to año	2.466	x 1'550,000	3'822,300

Siendo el interás de las ganancias del 20% , el valor presente de dichas anualidades, o sea el valor de la mina la suma de las cuatro valores presentes, de acuerdo con la fórmula:

$$Vp = \frac{A}{(1 + r)^n}$$

A , la anualidad de cada año

n, el año al cual corresponde la anualidad

r, el interés que se ha fijado para las ganancias.

De esto resulta que el valor presente de cada anualidad será:

Para la 1ra	1'541,250.-
para la 2da	1'712,500.-
para el 3er	2'004,878.-
para el 4to	1'849,739.-
Vp total de anualids.	7'108,367.-

Por lo tanto, el Valor presente total, o valor de la mina será de $7'108,367.-

Recomendaciones.-El resultado de la cubicación arroja una cifra bastante conservadora.El yacimiento es pequeño y además el mineral posible o prospectivo ha sido despreciado para los fines de la explotación a Tajo abierto, por cuanto implicaba un movimiento de desmontes fuera del límite económico.Sin embargo,por medio de algún método subterraneo puede aún planearse una recuperación mayor,para lo cual es conveniente desarrollar mas el nivel 812 ,definiendo sus traza con el cuerpo mineralizado.Se impone hacer un reconocimiento en otro nivel mas bajo, a otros 50 metros del 812 y quizas un pique sobre roca desde el cual se puede preparar la mina y tal vez explotar en el futuro.

Hay además otros cuerpos que solamente han sido investigados muy someramente,es necesario la cubicación para determinar si pueden ser considerados como reservas dentro de la concesión.

* F I N *

EL TAJO ABIERTO EN UNA MINA DE FIERRO ENCAMPANADA.-

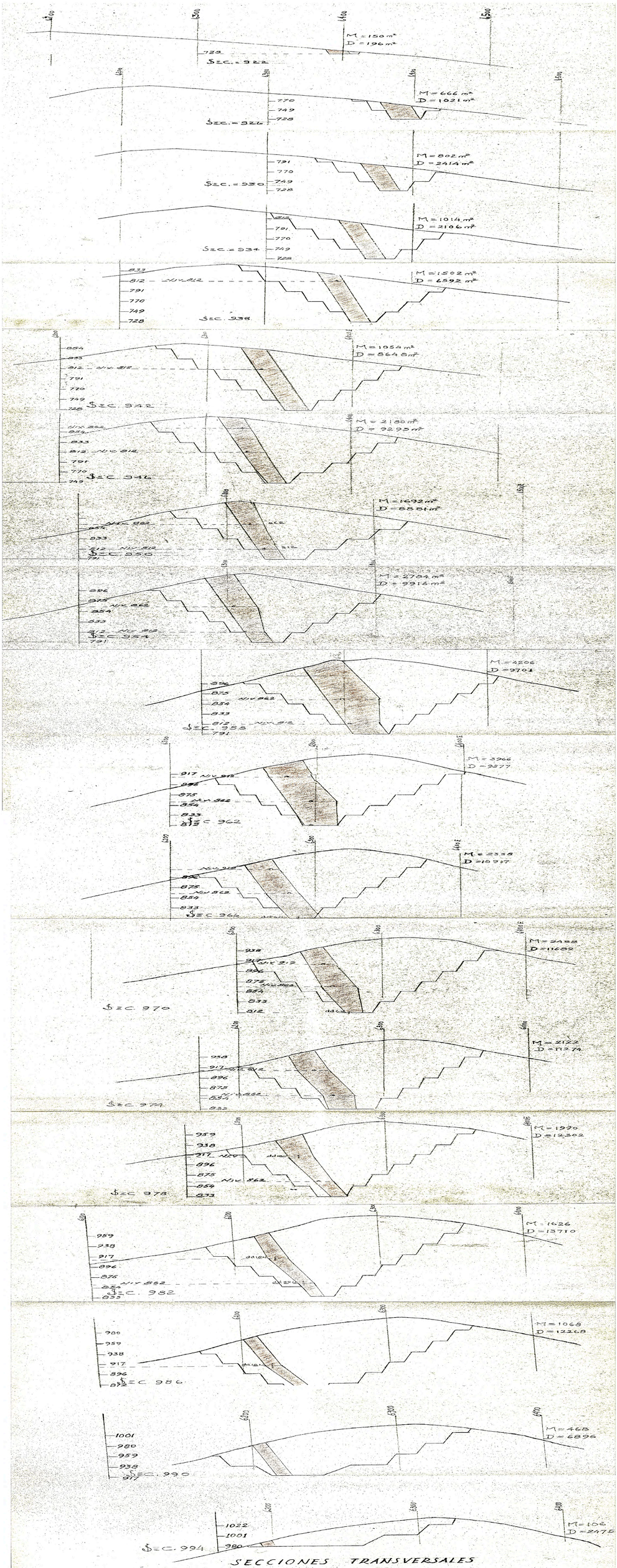
I n d i c e

		Pags.
CAPITULO I	.-Generalidades .-	
	Indroducción	1
	Minería	2
	"Mesabí Range"	6
	"Milling"	7
	Tecnología	8
	Economía y mercados	9
	L a industria del hierro en el Perú	11
CAPITULO II	.-Geomorfología .-	
	Ubicación imaginaria de la mina	14
	Geología en general	15
	Rocas igneas- Diques	16
	Cuerpos mineralizados	18
	Magnetita - Hematita - Limonita	19
CAPITULO III	.-Exploración y desarrollo.-	
	Reconocimientos superficiales-Trincheras	21
	Nivel 912 (Cortada)	24
	Nivel 862 (Galería)-Nivel 812 (Galería)	25
	Cálculo de las reservas-Secciones transvers.	28
	Mineral probado, probable, posible	30
CAPITULO IV	.-Magnitud de las operaciones .-	
	Elección del sistema de explotación	31
	Caving-Tajo abierto	32
	Transporte al puerto -Acarreo	33
CAPITULO V	.-Consideraciones grls.sobre el personal y equipo.-	
	Personal técnico disponible	38
	Selección del equipo -Maquinaria minera	39,40
	Plas mecánicas su mantenimiento	41
CAPITULO VI	.-Desarrollo gral del plan de trabajo.	
	Ingeniería-Su rutina	45,47
	Ejecución del tajo abierto	51
	Indice de Bancos y Tajadas	53
	Conducción del mineral al Puerto	54
	Mineral:Perf.y volad.-Paleo i carguio de m.	57
	Planta de Chancado	59
	Desmonte:Perf.y volad.-Paleo y carguío	61
	Embarque	63
	Preparación mecánica	64
	Seguridad minera	65.

I n d i c e (continuación)

		Pags.
CAPITULO VII .-	Aspecto económico	
	Estimación de los costos:Transporte carretera,y Construcción carretera	69
	Mineral:Perf.Voladura-Paleo-Carguío del mineral-Construcción carretera a la Chancad.	71
	Planta Chancadora	71
	Desmontes:Perf.-Voladura-Paleo-Carguío del desmonte-Const. carretera del desmonte	72
	Planta de fuerza	73
	Embarque	73
	Resumen	73
	Estimación de los costos de trabajos de explotación de la mina:Perforación -Voladura Paleo-Carguío del min	76
	Planta Chancadora	76
	Eliminación desmontes:Perf.-Voladura-Paleo Carguío del desm.	77
	Salarios de empleados técnicos	78
	Servicios	78
	Resumen	78
	Amortización	79
	Resultados económicos	81
	Recomendaciones finales	82

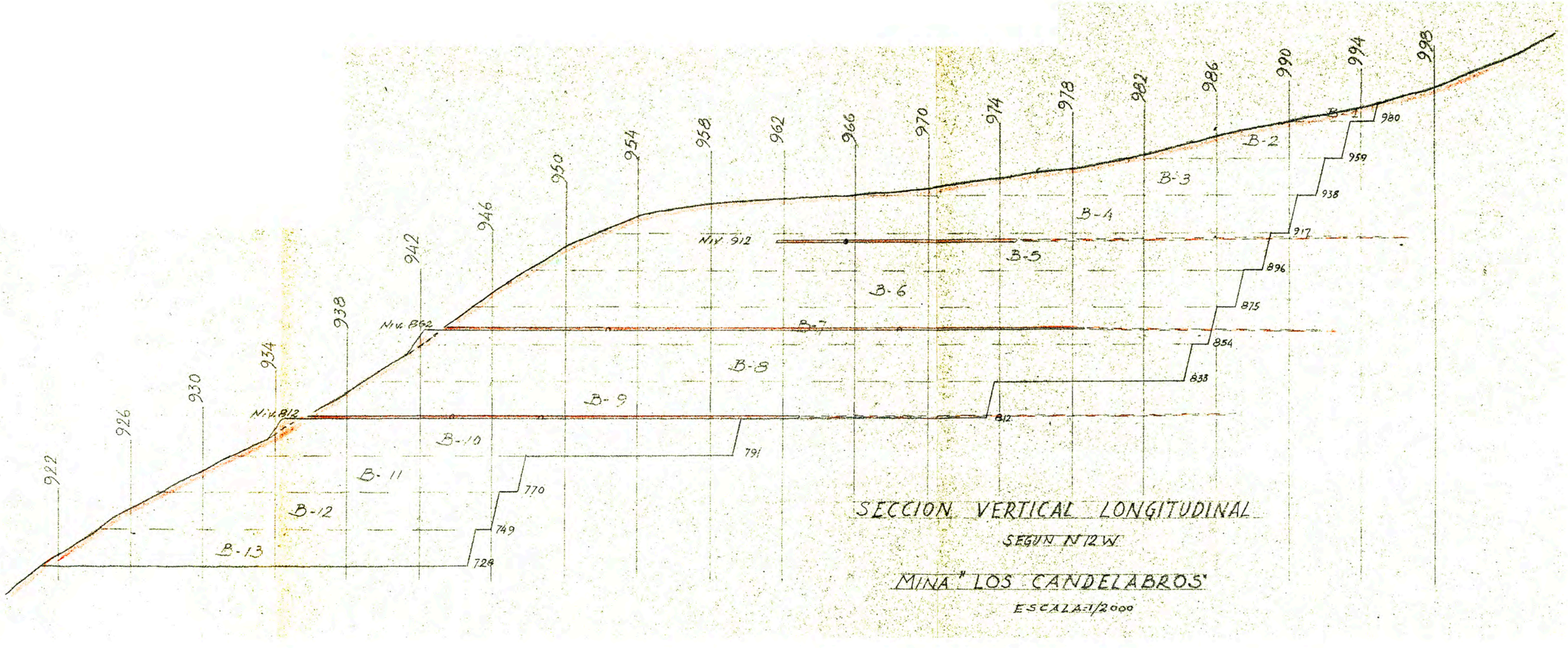
Fin

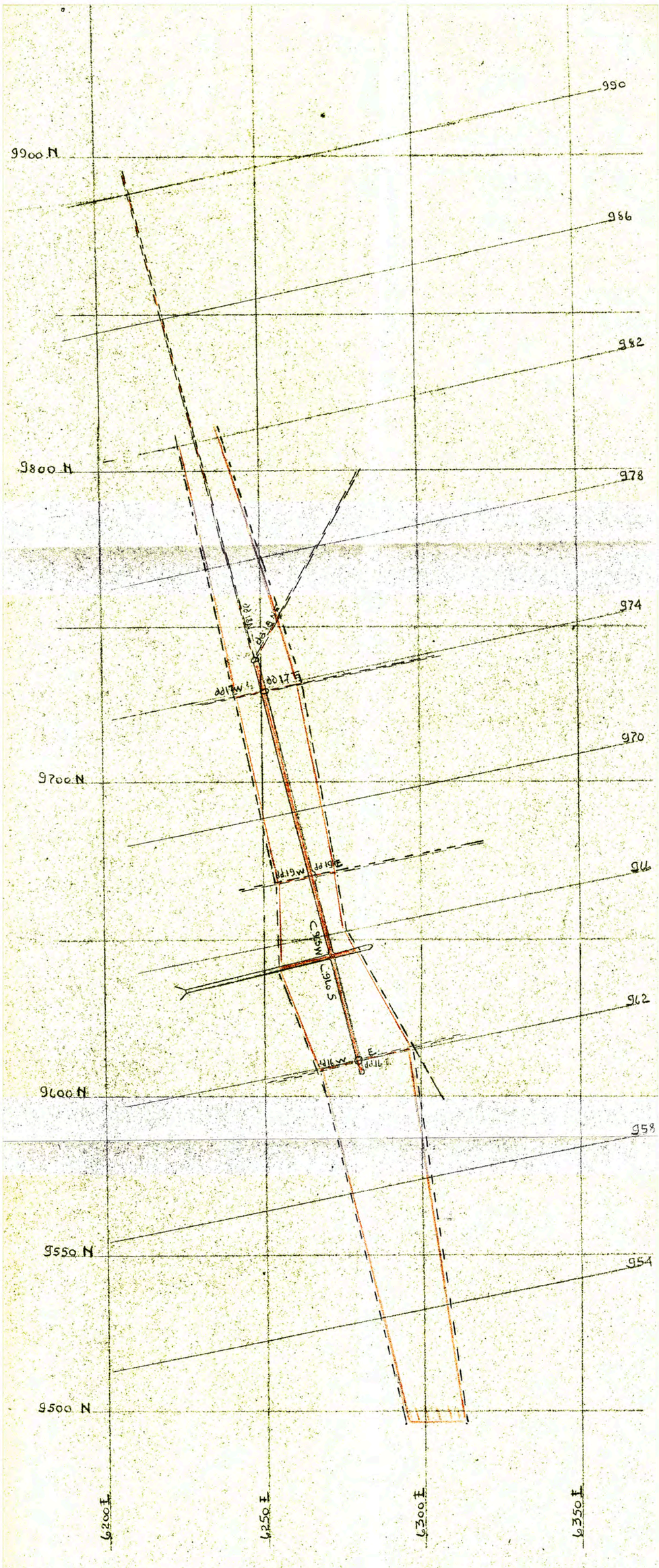


SECCIONES TRANSVERSALES

MINA "LOS CANDELABROS"

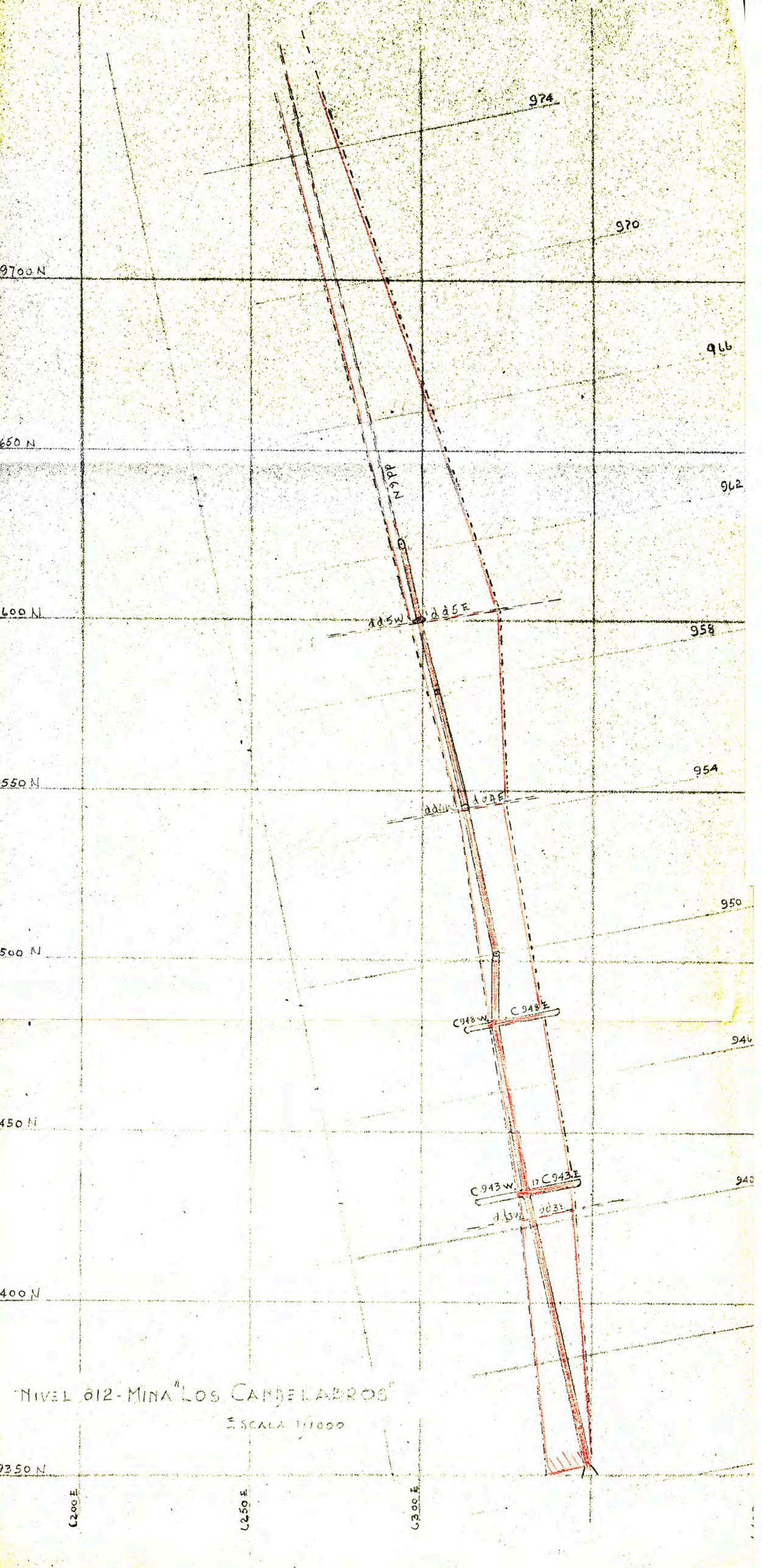
ESCALA 1/1000


922
926
930
934
938
942
946
950
954
958
962
966
970
974
978
982
986
990
994
998
Niv. 912
Niv. 862
Niv. 812
B-1
B-2
B-3
B-4
B-5
B-6
B-7
B-8
B-9
B-10
B-11
B-12
B-13
980
959
938
917
896
875
854
833
812
791
770
749
728
SECCION VERTICAL LONGITUDINAL
SEGUN N 12 W
MINA "LOS CANDELABROS"
ESCALA=1/2000



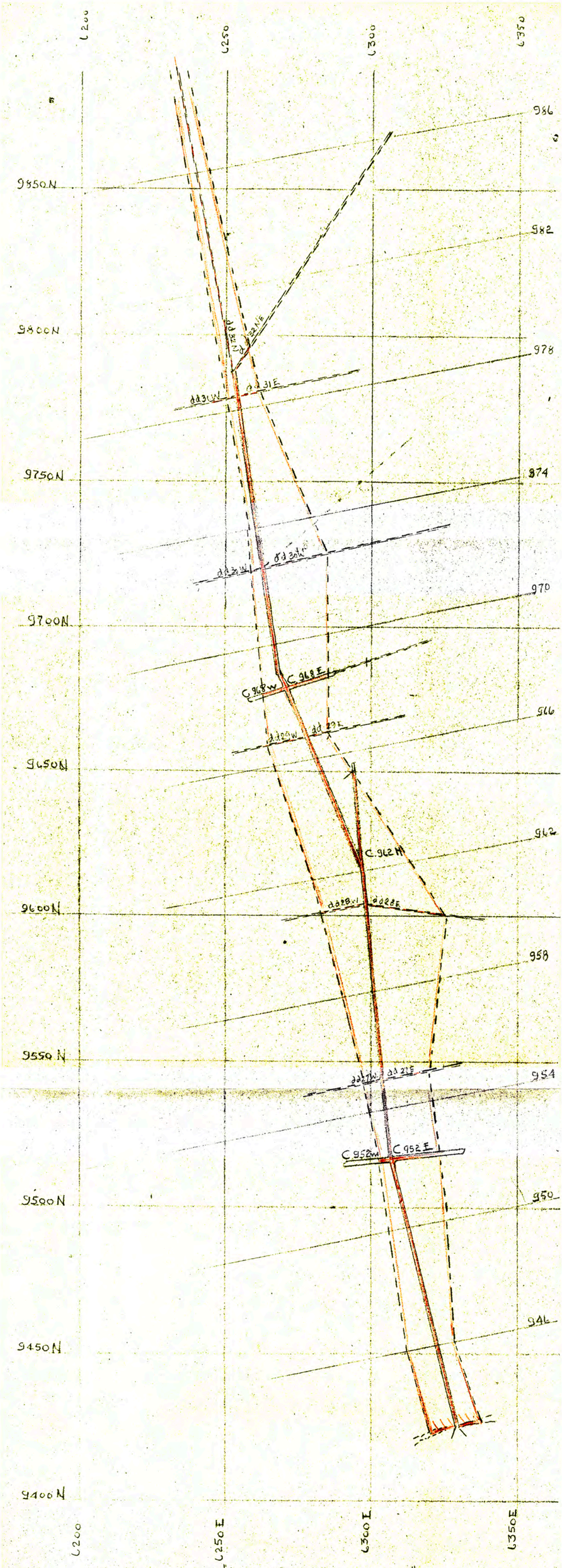
NIVEL 912 - MINA "LOS CANDELABROS"

ESCALA 1/1000



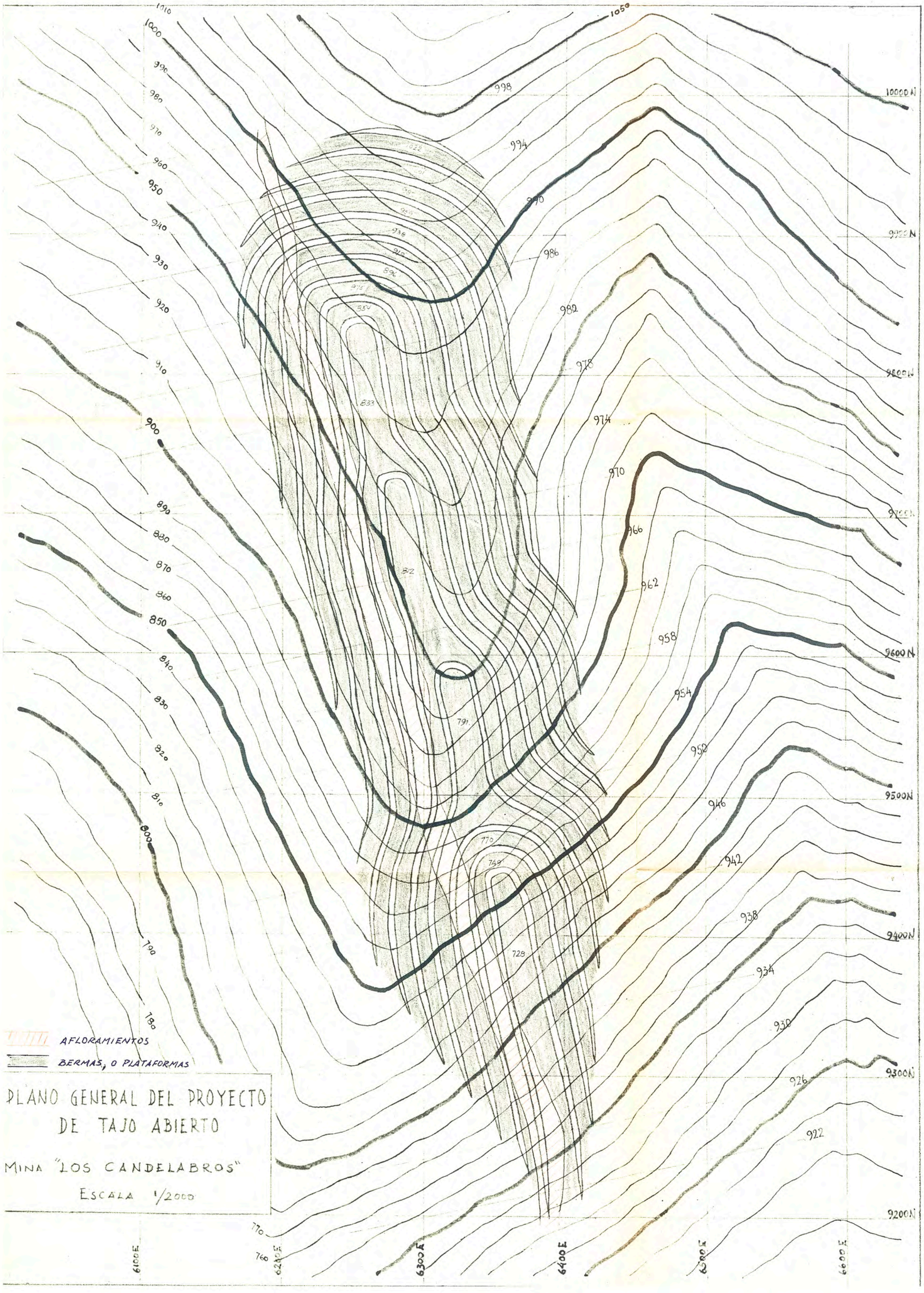
NIVEL 012 - MINA "LOS CANDELABROS"

ESCALA 1/1000



NIVEL. 862 MINA "LOS CANDELABROS"

ESCALA. 1/1000


AFLORAMIENTOS
BERMAS, O PLATAFORMAS
PLANO GENERAL DEL PROYECTO
DE TAJO ABIERTO
MINA "LOS CANDELABROS"
ESCALA 1/2000
6100E
6200E
6300E
6400E
6500E
6600E
9600N
9500N
9400N
9300N
9200N